This is a digital copy of a book that was preserved for generations on library shelves before it was carefully scanned by Google as part of a project to make the world's books discoverable online.

It has survived long enough for the copyright to expire and the book to enter the public domain. A public domain book is one that was never subject to copyright or whose legal copyright term has expired. Whether a book is in the public domain may vary country to country. Public domain books are our gateways to the past, representing a wealth of history, culture and knowledge that's often difficult to discover.

Marks, notations and other marginalia present in the original volume will appear in this file - a reminder of this book's long journey from the publisher to a library and finally to you.

Usage guidelines

Google is proud to partner with libraries to digitize public domain materials and make them widely accessible. Public domain books belong to the public and we are merely their custodians. Nevertheless, this work is expensive, so in order to keep providing this resource, we have taken steps to prevent abuse by commercial parties, including placing technical restrictions on automated querying.

We also ask that you:

+ *Make non-commercial use of the files* We designed Google Book Search for use by individuals, and we request that you use these files for personal, non-commercial purposes.
+ *Refrain from automated querying* Do not send automated queries of any sort to Google's system: If you are conducting research on machine translation, optical character recognition or other areas where access to a large amount of text is helpful, please contact us. We encourage the use of public domain materials for these purposes and may be able to help.
+ *Maintain attribution* The Google "watermark" you see on each file is essential for informing people about this project and helping them find additional materials through Google Book Search. Please do not remove it.
+ *Keep it legal* Whatever your use, remember that you are responsible for ensuring that what you are doing is legal. Do not assume that just because we believe a book is in the public domain for users in the United States, that the work is also in the public domain for users in other countries. Whether a book is still in copyright varies from country to country, and we can't offer guidance on whether any specific use of any specific book is allowed. Please do not assume that a book's appearance in Google Book Search means it can be used in any manner anywhere in the world. Copyright infringement liability can be quite severe.

About Google Book Search

Google's mission is to organize the world's information and to make it universally accessible and useful. Google Book Search helps readers discover the world's books while helping authors and publishers reach new audiences. You can search through the full text of this book on the web at `http://books.google.com/`

$B 32 603

UNIVERSITY OF CALIFORNIA.
GIFT OF
F. L. A. PIOCHE.
1871.
Accessions No. 17575 Shelf No.
Metallurgy

ttt
pa 2 vols

PRINCIPES GÉNÉRAUX

DU TRAITEMENT

DES MINERAIS MÉTALLIQUES

PRINCIPES GÉNÉRAUX

DU TRAITEMENT

DES MINERAIS MÉTALLIQUES

TYPOGRAPHIE HENNUYER, RUE DU BOULEVARD, 7, BATIGNOLLES.
Boulevard extérieur de Paris.

PRINCIPES GÉNÉRAUX

DU

TRAITEMENT

DES

MINERAIS MÉTALLIQUES

TRAITÉ DE MÉTALLURGIE

THÉORIQUE ET PRATIQUE

PAR

M. L. E. RIVOT

INGÉNIEUR DES MINES, PROFESSEUR A L'ÉCOLE DES MINES.

TOME PREMIER

MÉTALLURGIE DU CUIVRE

LIBRARY OF THE UNIVERSITY OF CALIFORNIA.

...THÈQUE ... ISCO

PARIS

DALMONT ET DUNOD, ÉDITEURS,

Précédemment Carilian-Goeury et Victor Dalmont,

LIBRAIRES DES CORPS IMPÉRIAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, 49.

1859

Droit de traduction et de reproduction réservé.

TN665
.N5
v.1

TABLE DES MATIÈRES.

Préface VII
Introduction 1
Considérations générales sur les fours employés dans la métallurgie 7

PREMIÈRE PARTIE.

MÉTALLURGIE DU CUIVRE.

CHAPITRE I. — Classification des minerais de cuivre 23
CHAPITRE II. — Traitement du cuivre natif 36
§ 1. Traitement du cuivre natif en France 36
§ 2. Usine de Détroit (Amérique du Nord) 48
CHAPITRE III. — Traitement des minerais oxydés 69
§ 1. Considérations générales 69
§ 2. Traitement des minerais riches au réverbère 70
§ 3. Traitement des minerais riches au four à manche 75
§ 4. Traitement des minerais pauvres, méthode de Perm 86
CHAPITRE IV. — Traitement des minerais pyriteux 114
§ 1. Considérations générales 114
§ 2. Traitement aux fours à réverbère 117
§ 3. Traitement aux fours à manche 148
§ 4. Premier exemple. — Traitement des minerais pyriteux dans le pays de Galles 194
§ 5. Second exemple. — Traitement des minerais pyriteux à l'usine de Boston (Amérique) 297
§ 6. Troisième exemple. — Traitement des minerais pyriteux à l'usine d'Agordo 332
CHAPITRE V. — Traitement des minerais pauvres et argentifères dans le Mansfeld 405
CHAPITRE VI. — Amalgamation du cuivre noir 512

FIN DE LA TABLE DES MATIÈRES.

PRÉFACE.

Les méthodes suivies dans les usines métallurgiques pour retirer de leurs minerais divers les métaux les plus usuels présentent entre elles de grandes différences, dont les raisons ne sont pas toujours faciles à comprendre.

Ces différences résultent de causes très-nombreuses : la nature plus ou moins complexe des minerais, les conditions d'approvisionnement des usines, les relations commerciales, l'habileté plus ou moins grande de la population ouvrière, etc.

Dans les usines existant depuis longtemps on est arrivé, par des modifications successives, à la forme des appareils et à la série des opérations qui sont le mieux appropriées à la nature des minerais et aux conditions dans lesquelles les usines sont placées. Pour comprendre l'esprit et la raison d'être de toutes les méthodes, il est essentiel de bien définir le but et la portée de chacune des opérations, et d'étudier avec soin les réactions chimiques, presque toujours très-complexes, qui ont lieu dans les divers appareils et qui permettent d'obtenir dans chaque partie du traitement le résultat désiré.

L'explication raisonnée des différences existant entre les diverses méthodes appliquées au traitement de minerais analogues, l'exposé et la discussion des réactions chimiques les plus importantes, de l'influence exercée par les conditions commerciales sur la conduite des opérations, n'ont

pas encore été présentés d'une manière complète dans les ouvrages publiés en France sur la métallurgie.

Ces connaissances forment cependant la partie fondamentale de la science, car sans elles on ne peut arriver que par des tâtonnements, quelquefois très-longs, toujours très-coûteux, à déterminer la méthode qu'il convient de suivre pour traiter un minerai donné, dans des conditions spéciales.

Le but que je me suis proposé dans cet ouvrage, destiné aux ingénieurs et aux directeurs d'usines, est précisément de combler cette lacune, et d'élever la métallurgie au rang qu'elle doit occuper parmi les sciences d'application.

Sous le titre de : *Principes généraux du traitement des minerais métalliques,* j'ai cherché à réunir tous les renseignements, en même temps théoriques et pratiques, qui sont indispensables aux ingénieurs et aux personnes qui s'occupent de métallurgie. En décrivant comme exemples les méthodes suivies dans un grand nombre d'usines, pour des minerais très-divers, j'expose les réactions chimiques principales qui ont lieu dans les opérations métallurgiques, et je montre de quelle manière ces réactions sont ou peuvent être appliquées pour arriver aux produits marchands, c'est-à-dire au métal assez pur pour être vendu, ou aux composés utilisables que le commerce peut accepter.

L'ouvrage comprendra la métallurgie des métaux les plus usuels, du cuivre, du plomb, de l'argent, du zinc, de l'étain, etc.

La première partie contient le traitement des minerais de cuivre et des minerais renfermant à la fois du cuivre et de l'argent.

PRINCIPES GÉNÉRAUX

DU TRAITEMENT

DES MINERAIS MÉTALLIQUES

INTRODUCTION.

Appelé momentanément à professer la métallurgie à l'Ecole des mines, j'ai dû mettre en ordre les notes recueillies dans mes nombreux voyages en France, en Belgique et en Allemagne ; j'ai pu présenter, pour les principales méthodes, l'explication des réactions chimiques les plus importantes, le but et le résultat des différentes opérations. Ces renseignements m'ont paru devoir offrir de l'intérêt aux ingénieurs qui s'occupent du traitement des minerais métalliques, et qui n'ont pas tous le moyen de compléter leur instruction théorique par des voyages hors de France.

Je n'ai pas eu l'intention d'écrire un traité complet de métallurgie ; pour un pareil travail, il aurait fallu plus de temps que mes fonctions à l'Ecole des mines ne me permettaient d'en consacrer à cette publication.

J'ai dû me borner à la description d'un certain nombre de méthodes, suivies dans divers pays pour le traitement des différents minerais, en cherchant à mettre en évidence l'influence qu'exercent sur le choix des

méthodes les conditions dans lesquelles les usines sont placées.

J'ai supposé parfaitement connus de mes lecteurs tous les caractères chimiques et minéralogiques des corps qui peuvent être en présence dans les opérations de la métallurgie, ainsi que les procédés d'enrichissement des minerais par la préparation mécanique. Ces connaissances sont indispensables à tout ingénieur d'usine métallique.

Je n'ai pas besoin d'insister sur l'utilité de la chimie et de la minéralogie; mais je dois dire quelques mots de la préparation mécanique, qui sert pour ainsi dire de liaison entre la métallurgie et l'exploitation, et dont l'importance n'est pas toujours appréciée à sa juste valeur.

Les minerais métalliques sont généralement répartis très-irrégulièrement dans les filons, ou dans les gisements divers. L'abatage ne peut donner qu'une certaine proportion de minerais assez riches pour être envoyés directement aux usines : cette proportion est variable pour les mines différentes et pour la même exploitation, mais ordinairement elle est insuffisante pour payer les frais, et donner des bénéfices aux exploitants. Il faut extraire une quantité souvent très-grande de minerais pauvres, contenant la matière utile disséminée en veinules ou en mouches dans les gangues terreuses ou métalliques.

Ils ne peuvent être traités dans les usines qu'après avoir été suffisamment débarrassés des gangues inutiles ou même nuisibles; l'enrichissement par des moyens mécaniques doit donner à ces minerais pauvres la valeur commerciale qu'ils n'ont pas à leur sortie de la mine.

Un atelier de préparation mécanique est donc le complément indispensable de presque toutes les exploitations. Dans les opérations nombreuses et complexes qui

sont nécessaires pour l'enrichissement, les gangues ne sont jamais qu'imparfaitement séparées; il en reste des proportions variables dans les différents produits; l'ingénieur de l'usine doit pouvoir les apprécier avec une approximation suffisante, d'après la nature des minerais et le mode de préparation. Il est guidé dans son appréciation par les résultats des essais rapides des produits, mais il ne peut les soumettre à des analyses exactes, qui exigeraient beaucoup trop de temps. La connaissance approfondie de toutes les opérations de la préparation mécanique peut seule indiquer au métallurgiste la nature des gangues qui restent dans les différents produits, renseignement indispensable à la bonne direction du traitement.

J'ai présenté en premier lieu des considérations générales sur les actions chimiques, oxydantes ou réductives, qui peuvent être produites dans les différents fours employés en métallurgie. Cet exposé préalable m'a paru nécessaire pour simplifier autant que possible la description des méthodes. Dans les chapitres suivants, et pour chaque usine, j'ai eu soin de donner les dimensions principales des fours, le nombre d'appareils nécessaire pour traiter une quantité déterminée de minerais, mais j'ai dû n'insister que très-peu sur la disposition des usines et sur la construction des fours. Cette partie pratique de la métallurgie ne peut être étudiée que dans les usines; il est impossible d'en faire comprendre l'importance par une description ou par des planches, dans lesquelles les fours sont dessinés à une échelle très-petite.

J'ai indiqué, par un certain nombre d'exemples, de quelle manière on peut arriver à établir les frais généraux; mais, pour la plupart des usines, je n'ai pas eu les renseignements nécessaires pour les calculer exactement. Ces frais sont presque toujours très-élevés, et souvent dé-

passent les dépenses nécessitées par la fabrication proprement dite. Il est donc essentiel de les évaluer, si on veut avoir une notion exacte de l'état de l'usine, du véritable prix de revient. La partie la plus lourde des frais généraux provient du capital social, du mode de constitution et d'administration, des contrats faits pour l'achat des minerais et matières premières, des dispositions adoptées pour la vente des produits marchands. Les Compagnies ont toujours intérêt à ne pas divulguer ces détails, et, la plupart du temps, l'ingénieur dirigeant l'usine ne les connaît pas exactement.

J'ai beaucoup insisté dans toutes les descriptions sur les frais spéciaux, les pertes en métaux utiles et la qualité des produits marchands obtenus; j'ai cherché à comparer entre elles les diverses méthodes suivies dans les usines qui traitent des minerais analogues. J'ai considéré d'abord, pour chaque exemple, les frais et consommations pour un temps assez long, pour une année entière quand cela m'a été possible; ces nombres m'ont servi à calculer les frais relatifs à la tonne de minerai traité, pour chaque opération et pour l'ensemble du traitement.

J'ai eu soin de citer les époques auxquelles se rapportent les descriptions et les résultats numériques : ces dates sont indispensables, parce que dans la plupart des usines on modifie progressivement les méthodes, et que des changements notables peuvent avoir été introduits au moment de la publication de cet ouvrage.

J'ai indiqué, pour chaque exemple, à quelle source j'ai puisé les renseignements nécessaires au calcul des frais spéciaux.

En visitant les usines, on peut obtenir les données numériques de deux manières bien différentes : dans quelques-unes, les directeurs ne craignent pas de montrer

les livres, et de laisser relever tous les nombres relatifs aux quantités de minerais et de produits successifs, aux consommations de toute nature, à la valeur marchande retirée des minerais. Dans ce cas, on peut calculer très-exactement les frais spéciaux; il ne reste d'incertitude que sur la perte en métaux utiles : cette difficulté est insurmontable, même dans les usines où on fait avec les plus grands soins des milliers d'essais tous les ans; les *prises d'essais* s'écartent trop de la composition moyenne des minerais qu'elles doivent représenter, pour qu'on puisse savoir la quantité réelle des métaux utiles mis en traitement. On obtient bien une approximation, mais elle est à peine suffisante pour servir à comparer deux méthodes différentes.

Dans un grand nombre d'usines, les livres ne sont pas mis à la disposition de l'ingénieur qui les visite; il ne peut obtenir que des renseignements verbaux plus ou moins exacts sur les résultats de chaque opération. Avec ces données, il n'est possible de calculer les frais spéciaux qu'avec une approximation douteuse. On peut décrire la méthode suivie, faire comprendre ses avantages et ses inconvénients, mais on ne doit pas comparer les résultats numériques avec ceux obtenus par les autres méthodes et calculés plus exactement.

Pour les usines qui traitent des minerais complexes, j'ai donné en même temps toute la série des opérations; il m'a paru difficile de faire comprendre le véritable esprit des méthodes en scindant la description en deux parties : l'extraction de l'argent se trouve ainsi décrite dans les divers chapitres consacrés aux minerais de cuivre et aux minerais de plomb.

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

SUR LES

FOURS EMPLOYÉS DANS LA MÉTALLURGIE.

On emploie dans le traitement des divers minerais métalliques des fours de formes très-différentes, mais qui peuvent être rapportés à trois systèmes ou types principaux :

1° Les fours à tuyère ;

2° Les fours à réverbère ;

3° Les fours à courant d'air naturel et sans cheminée.

Dans les premiers on se sert généralement des combustibles carbonisés, du charbon de bois ou du coke; rarement on peut brûler des anthracites, plus rarement encore de la houille. Les réverbères exigent des combustibles capables de donner par distillation des produits inflammables; l'emploi de l'anthracite, du coke ou du charbon de bois demanderait des appareils analogues aux générateurs à gaz. Dans les fours à courant d'air naturel on se sert de houille, de bois et de charbon de bois; le coke et l'anthracite ne sont que rarement utilisés.

§ 1.

Fours à tuyère.

Les fours à tuyère présentent une grande variété de formes, de dimensions et de dispositions pour les matières chargées : dans la description des usines j'insis-

terai sur ces différences; je ne prendrai maintenant que le cas général, en supposant un four à parois presque verticales, à section rectangulaire, dans lequel l'air est lancé par une buse placée dans une tuyère à la partie inférieure du four.

Au-dessous de la tuyère est le creuset, dans lequel doivent se réunir les matières fondues, métal, ou matte, et scories; un canal de *percée* répondant au fond du creuset, fermé pendant le travail avec un tampon d'argile, permet de faire couler, à certains intervalles, les matières fondues dans un bassin extérieur.

Le combustible et le lit de fusion, c'est-à-dire le mélange des minerais ou produits du traitement avec les fondants et les réactifs, sont introduits par la partie supérieure, et doivent descendre avec régularité jusqu'au creuset. Devant la tuyère seulement peut avoir lieu la combustion active (c'est-à-dire la combinaison du carbone avec l'oxygène de l'air lancé dans le four), produisant la température élevée nécessaire à la fusion des scories, des mattes, du métal, et à l'achèvement des réactions qu'on cherche à produire. A une distance de la tuyère, variable avec la pression du vent et le mode de chargement des matières, l'acide carbonique produit par la combustion est transformé en oxyde de carbone, transformation qui détermine un abaissement notable de température. J'appellerai *zone de combustion* l'espace toujours très-limité dans lequel le carbone se combine directement avec l'oxygène, avec production d'acide carbonique. Les gaz : azote, acide carbonique, oxyde de carbone, hydrogène, hydrogènes carbonés (provenant de l'action du charbon sur l'air lancé humide dans le four), s'élèvent et sortent par la cheminée, directement, ou en passant d'abord par des chambres de condensation, suivant la nature des minerais traités.

Les gaz servent à échauffer les matières du lit de fusion, et à produire, en les commençant dans le haut du four, les actions chimiques qui le plus ordinairement ne s'achèvent que dans le creuset.

Deux modes de chargement des lits de fusion et des combustibles sont adoptés pour les différentes opérations qu'on doit faire dans les fours à tuyère ; il importe de les considérer séparément.

Premier mode de chargement. — Les matières composant les lits de fusion sont étendues sur toute la section du four, les charges étant séparées par des lits plus ou moins épais de combustible. La régularité des couches alternantes ne subsiste que jusqu'à une certaine distance de l'orifice de chargement ; devant la tuyère la combustion est continue. Les matières descendent dans le four et sont soumises à une température progressivement élevée, à une action réductive d'autant plus énergique que la pression du vent étant plus forte, la transformation de l'acide carbonique en oxyde de carbone est plus prompte, et presque complète à une plus faible distance de la tuyère. L'action réductrice de l'oxyde de carbone et des combinaisons hydrogénées est plus ou moins régulière suivant que les matières se tassent plus ou moins uniformément dans les diverses parties du four. Elle s'ajoute aux réactions qui peuvent avoir lieu au contact du combustible et des matières qui composent les lits de fusion. Ce mode de chargement ne doit donc être employé que dans les cas où une action réductive très-énergique peut être utile ou du moins ne doit pas nuire aux réactions qu'on cherche à produire.

Second mode de chargement. — Le combustible est chargé sur la poitrine, c'est-à-dire contre la face opposée à la tuyère, et le lit de fusion sur la warme ; il faut alors conduire le vent de la tuyère jusque sur le charbon ou

sur le coke, en formant dès le commencement de la campagne, et en maintenant pendant toute la fonte, un canal en scories, ce qu'on appelle le nez. Il est souvent difficile à conserver dans des dimensions convenables, puisqu'il est entouré constamment par des matières en fusion et encore en morceaux qui descendent dans le creuset. De sa bonne dimension dépend la régularité de la fonte : s'il est obstrué, le vent n'arrive pas sur le combustible avec la force et en quantité suffisantes ; s'il est détruit, le vent se brise sur les matières du lit de fusion, les refroidit, et se répand irrégulièrement dans le four ; la chaleur n'est plus assez forte dans le creuset, et les réactions ne peuvent plus avoir lieu comme d'ordinaire. Ces brèves explications étaient nécessaires pour faire comprendre l'importance du nez, et les difficultés de le maintenir, dans tous les fours où le combustible est chargé sur la poitrine. Le nez représente le prolongement de la tuyère dans la partie du four que traversent les matières qu'il s'agit de fondre.

Dans ces conditions, la combustion se fait constamment devant le nez ; l'acide carbonique produit est transformé plus ou moins rapidement et complétement en oxyde de carbone ; les gaz s'élèvent en traversant seulement en partie les matières du lit de fusion.

On voit déjà que les dimensions horizontales du four sont nécessairement d'autant plus faibles que les matières chargées sont plus difficiles à fondre, puisque le maximum de chaleur est produit à côté de ces matières, et qu'elles ne sont traversées que par une partie des gaz chauds.

L'action réductive est toujours bien moins énergique que dans le premier mode de chargement ; on peut la modérer à volonté en inclinant en arrière la warme et la poitrine. On peut l'augmenter en élevant les

parois du four et lançant le vent à une plus forte pression.

Ces deux moyens sont faciles à expliquer : l'inclinaison des parois du four force la plus grande partie des gaz à suivre la poitrine, diminue par conséquent les actions calorifiques et réductives exercées sur les matières chargées contre la warme. En lançant le vent à une pression plus forte, on diminue l'étendue de la zone de combustion, on augmente la proportion d'oxyde de carbone dans la partie du four où la température est très-élevée : dans un four à parois verticales, d'une hauteur assez grande, les matières sont longtemps exposées à l'action des gaz réductifs; la séparation des charges de combustible et du lit de fusion ne persiste pas jusqu'à la tuyère, et le combustible peut exercer par son contact plus intime une action réductive plus forte.

On peut donc faire varier pour ainsi dire à volonté les effets calorifiques, l'énergie réductive, suivant les besoins du traitement métallurgique; pour cette raison le second mode de chargement est bien plus fréquemment adopté que le premier, malgré la difficulté de maintenir le nez.

Quel que soit le mode de chargement, les matières chargées dans un four à tuyère sont soumises à une action réductive complexe, dont l'énergie va en croissant à mesure que la température est plus élevée, c'est-à-dire du guenlard à la tuyère : elle résulte du gaz oxyde de carbone, qui s'élève de la zone de combustion et du combustible en contact avec les matières. Les fours à tuyère sont essentiellement réductifs; ils ne peuvent être employés que pour les opérations exigeant une action désoxydante, ou bien encore pour les fontes dans lesquelles cette action n'est pas nuisible.

§ 2.

Fours à réverbère.

Dans les fours à réverbère, les matières à élaborer sont placées sur la sole, recouverte d'une voûte toujours peu élevée ; elles sont chauffées par les flammes qui proviennent du foyer, et se rendent par le rampant dans la cheminée. Il importe d'étudier la nature des flammes et l'influence qu'exerce sur elles la disposition du foyer.

On emploie principalement comme combustibles : les fagots, le bois, la houille.

Dans les réverbères chauffés avec du bois ou avec des fagots, les gaz en mouvement et en combustion sur la sole contiennent un excès d'oxygène ; ces fours sont oxydants.

Les réverbères chauffés à la houille peuvent être à volonté oxydants ou réductifs, suivant l'épaisseur de combustible maintenue sur la grille.

Réverbères chauffés au bois.

Pour faire comprendre cette différence, je suppose un four dans lequel l'air extérieur ne peut pénétrer que par le cendrier, et dont toutes les ouvertures de travail et de chargement sont bien fermées. Le bois est chargé par une ouverture latérale plus élevée que les barreaux, et fermée par une porte dès que le combustible est introduit.

Les barreaux sont en fer et mobiles, ou fixes et en briques, mais toujours très-espacés, en sorte que l'air extérieur arrive en grand excès, avec une vitesse d'autant plus grande qu'on a besoin de développer sur la sole une température plus élevée. L'air traverse successivement, dans le foyer, une couche peu épaisse de bois carbonisé, puis le bois dont la distillation n'est pas encore complète ;

enfin celui qu'on vient de charger et dont la décomposition ne fait que commencer.

La couche de charbon a peu d'épaisseur et produit seulement de l'acide carbonique, en n'absorbant qu'une partie de l'oxygène de l'air ; les fragments de bois imparfaitement carbonisés brûlent et distillent en même temps; les gaz produits par la distillation et la combustion, l'azote et la vapeur d'eau, l'oxygène de l'air non encore employé, se rendent sur la sole, et dans les fours bien conduits la flamme doit s'étendre jusqu'au rampant.

L'existence de la flamme suppose une combustion des gaz, et par suite la présence de l'oxygène encore libre, en excès plus ou moins grand; sa proportion est d'autant plus forte que l'épaisseur du combustible sur la grille est moins grande ; mais en même temps la chaleur produite dans le foyer est moins forte, la masse des gaz combustibles arrivant sur la sole est moins grande, et par suite les matières à élaborer ne peuvent être portées qu'à une température moins élevée.

L'inverse a lieu si le bois est maintenu dans le foyer à une grande épaisseur : dans ce cas l'oxygène de l'air est employé dans le foyer même en plus forte proportion ; par conséquent l'effet calorifique produit sur la matière proposée est beaucoup plus énergique, et la proportion d'oxygène libre dans les gaz étant moins grande, l'action oxydante ne peut être aussi forte.

L'expérience prouve qu'on peut obtenir avec le bois et dans les réverbères une température assez élevée pour les besoins de la métallurgie du fer, pour le puddlage par exemple, et que les flammes sont encore oxydantes.

L'état hygrométrique du bois a une très-grande influence sur la température qu'on peut obtenir ; avec le bois humide la chaleur produite n'est jamais très-forte ;

on n'arrive au blanc vif qu'avec du bois préalablement bien désséché.

L'emploi des fagots répond à celui du bois en faible épaisseur sur la grille. La flamme produite est très-vive, très-oxydante; la masse des gaz combustibles arrivant sur la sole dans un temps donné étant assez faible, la température produite ne peut être très-élevée.

Réverbères chauffés à la houille.

La houille est le combustible le plus ordinairement employé dans les réverbères, surtout lorsqu'il s'agit de fondre des mattes, des scories ou des métaux peu fusibles. Dans un four convenablement construit, on peut maintenir aisément le blanc le plus vif, et en même temps rendre les flammes oxydantes ou réductives.

Il est facile de se rendre compte de l'influence que l'épaisseur de la houille chargée sur la grille peut avoir sur la température produite sur la sole, et sur la nature oxydante ou réductive des flammes. La colonne de combustible, considérée de haut en bas, présente le passage graduel de la houille récemment chargée, et qui commence à distiller, au coke en combustion : ce dernier repose directement sur les barreaux ou sur une couche de scories spongieuses, qu'on dispose dans certaines usines pour préserver les barreaux et diminuer les proportions des menus fragments de coke qui tombent sous la grille.

L'air arrive par le cendrier avec une vitesse assez grande, brûle le coke et peut être complétement dépouillé de son oxygène dans le foyer lui-même, si le combustible carbonisé occupe une hauteur assez grande. Dans ces conditions les gaz arrivant sur la sole sont : les produits de la distillation de la houille ; les produits de la combustion du coke en couche épaisse, c'est-à-dire de l'acide carbonique et de l'oxyde de carbone ; les gaz combustibles provenant de la décomposition par le coke de la vapeur d'eau contenue dans l'air ; et enfin l'azote, qui doit

être considéré, dans l'état actuel de la science, comme étant à peu près inerte dans les réactions chimiques.

Ces gaz sont à une température plus ou moins élevée, mais ne peuvent produire de flamme qu'autant qu'on introduit dans le four l'air nécessaire à leur combustion. A cet effet on peut ménager des ouvertures dans la maçonnerie, aux angles du pont, ou, dans le combustible lui-même, quelques cheminées irrégulières par lesquelles pénètre, sans être complétement privée d'oxygène, une quantité d'air assez grande pour brûler sur la sole les gaz combustibles produits dans les autres parties du foyer.

D'après la position et les dimensions des ouvertures par lesquelles l'air producteur de la flamme est introduit, on obtient une combustion plus ou moins complète, et pour les matières chargées dans le four une action oxydante ou réductive.

Ainsi, dans les fours de grillage des minerais pyriteux, l'air extérieur, pénétrant sur la sole par une ouverture à l'angle du pont, s'étend sur toute la surface, en formant une couche plus froide que les gaz provenant du foyer. Elle agit à la partie inférieure sur la matière étendue sur la sole, tandis qu'à la surface supérieure elle brûle progressivement les gaz combustibles, en produisant la chaleur nécessaire aux réactions. Ces phénomènes extrêmement importants ont été mis parfaitement en lumière par M. Leplay, dans sa savante description des usines à cuivre du pays de Galles.

Quand l'air est introduit par une buse placée à la voûte près du foyer, ou par des cheminées irrégulières ménagées dans le combustible, son mélange avec les gaz est plus rapide, la combustion est plus vive, la température plus élevée : la proportion d'air peut être réglée d'après l'activité de la combustion dans le foyer, de manière

qu'il ne puisse exercer une action oxydante notable sur les matières à élaborer.

Si la houille n'a sur la grille qu'une épaisseur assez faible, les réactions sont les mêmes que pour un réverbère chauffé au bois. On peut obtenir une température très-élevée, mais l'oxygène libre existe dans toute l'étendue de la flamme, le four est oxydant.

Les réverbères dans lesquels on brûle du bois ou des fagots sont donc toujours oxydants, tandis que ceux chauffés à la houille peuvent être à volonté oxydants ou réductifs.

Action oxydante ou réductive.

Il importe maintenant d'étudier avec attention les actions oxydantes ou réductives qu'on peut produire dans les réverbères.

Ces actions ne peuvent se produire qu'au contact de la matière chargée sur la sole avec les gaz en mouvement; elles peuvent être très-énergiques tant que les matières restent pulvérulentes, surtout quand on a soin de renouveler les surfaces par des rablages fréquents; elles sont beaucoup moins fortes quand les matières sont agglomérées; elles sont en général assez faibles après fusion.

Pour les grillages des minerais ou des mattes, n'exigeant qu'une température peu élevée, on peut adopter, suivant les conditions locales, le bois ou la houille. Avec le bois on peut toujours régler l'épaisseur du combustible sur la grille, de manière que les gaz venant du foyer contiennent un excès d'air assez grand pour que le grillage se fasse rapidement. Avec la houille on peut suivre deux dispositions différentes : maintenir sur la grille une faible épaisseur de combustible, veiller à ce que l'air puisse pénétrer facilement et en excès, ou bien imiter la disposition des fours du pays de Galles, charger sur la grille une épaisseur de houille assez grande pour que les gaz sortant du foyer soient un mélange de gaz inertes et

combustibles, et les brûler sur la sole par une nappe d'air extérieur, servant en même temps à l'oxydation.

La seconde disposition paraît la plus rationnelle, car dans la première l'oxydation résulte d'une différence d'actions réductives et oxydantes, provenant des gaz combustibles non encore brûlés et de l'oxygène en excès. Il faut que l'air soit en très-forte proportion, et par conséquent il faut employer pour le mettre en mouvement et pour l'échauffer une partie de l'effet du combustible.

Dans la disposition galloise, la consommation de houille doit être moins forte pour le grillage d'une quantité déterminée de minerai ou de matte.

L'action oxydante des flammes peut être très-nuisible dans les fontes aux fours à réverbère, au moins pour le traitement de certains minerais. Par exemple, dans la fonte pour matte des minerais de cuivre, l'oxydation, agissant avant et après la fusion, diminue d'abord la proportion de soufre qui doit servir à former la matte, et ensuite peroxyde assez rapidement le fer qui doit être en entier à l'état de protoxyde dans la scorie ; la peroxydation est un grave inconvénient : 1° parce qu'elle empêche la réduction complète de l'oxyde de cuivre, passé à l'état de silicate pendant la fusion, et que doit réduire le sulfure de fer de la matte ; 2° parce que les scories contenant du peroxyde de fer sont peu fluides et retiennent une assez notable proportion de grenailles. Dans un réverbère oxydant on ne peut pas appauvrir convenablement la scorie.

Dans ce cas, comme dans toutes les opérations analogues qui se présentent dans le traitement des minerais métalliques, il faut couvrir le bain fondu d'une couche de menue houille, assez épaisse pour le préserver efficacement de l'action oxydante des flammes : il est plus rationnel encore de disposer le foyer du réverbère

de manière que les flammes soient réductives, en chargeant sur la grille une épaisseur assez grande de houille.

Il faut d'ailleurs observer qu'on ne peut pas obtenir dans un réverbère une action réductive analogue à celle des fours à tuyère. Les gaz contiennent toujours une certaine proportion d'oxygène libre, au moins sur une partie de la longueur de la sole; on peut seulement faire prédominer les gaz combustibles. Leur action ne s'exerce qu'à la surface des matières; elle est faible avant la fusion, presque nulle quand les produits sont fondus : elle ne peut donc avoir qu'une influence restreinte sur les réactions chimiques, et par suite sur la nature et la proportion des produits obtenus.

§ 3.

Fours à courant d'air naturel et sans cheminée.

Grillage en tas. Ce genre de fours est employé dans des circonstances très-diverses, pour le grillage des minerais ou des mattes, pour la calcination de la calamine, la cuisson de la chaux, des briques, etc.

Dans les grands tas de grillage de minerais pyriteux, les parois du tas sont couvertes d'une couche assez épaisse de *menus* fortement tassés, qui se comportent comme de véritables murs en minerais. L'air extérieur pénètre de toutes parts à la base du tas, et les matières volatiles s'échappent par la base supérieure. On ralentit à volonté le tirage en couvrant cette base d'une couche de menus plus ou moins fortement tassés. Le bois, combustible ordinairement employé pour les grillages en grands tas, forme l'assise inférieure; on l'allume avec du charbon de bois, et on cherche à disposer les points d'allumage de manière que toute la masse du bois

brûle en même temps. Cette combustion a pour but d'échauffer le minerai placé au contact assez fortement pour qu'il puisse brûler à son tour. La combustion gagne ainsi progressivement la partie supérieure; elle n'est active, à un moment donné, que dans l'étendue d'une zone horizontale qu'on cherche à rendre régulière, et dont la hauteur dépend de la nature et de la grosseur des fragments de minerais, de leur tassement, et de l'activité du courant d'air arrivant par la base du tas. La vitesse d'arrivée de l'air peut être réglée à volonté, en bouchant avec des menus les intervalles entre les gros fragments qui forment la base, et par lesquels l'air s'introduit, ou en tassant plus fortement la couche des menus à la face supérieure.

L'air refroidit les couches inférieures dans lesquelles la combustion n'est plus active, c'est-à-dire qui ne contiennent plus que peu de sulfures que l'air puisse atteindre dans son passage entre les morceaux. Dans la zone en combustion, il achève de se dépouiller d'oxygène; dans les couches supérieures, il ne peut exercer aucune action chimique, son effet est purement calorifique. La couche de minerais immédiatement supérieure à la zone dans laquelle la combustion est active est soumise à une température assez élevée pour qu'une partie du soufre distille; elle est préparée par un échauffement progressif à la combustion, qui commence dès que les parties inférieures n'enlèvent plus complétement l'oxygène à l'air.

Les réactions chimiques sont très-complexes, et ne peuvent pas être examinées dans ce chapitre. Le grillage en grand tas est toujours plus économique, mais donne des produits moins réguliers que le grillage aux réverbères, et, de plus, il ne s'applique pas à tous les minerais. En effet, le soufre des minerais est le véritable

combustible; il n'est brûlé qu'en partie, parce que l'air ne peut pénétrer dans l'intérieur des morceaux; il est donc nécessaire que les minerais contiennent une assez forte proportion de pyrites. C'est là une condition indispensable du grillage en grand tas.

Grillage en cases.

Les mattes obtenues dans un certain nombre d'opérations doivent être grillées partiellement; rarement elles contiennent une proportion de soufre assez grande pour qu'on puisse les traiter comme des minerais pyriteux; on les dispose en cases, c'est-à-dire entre trois murs verticaux peu élevés, en les stratifiant avec une, deux ou trois couches de combustible de peu de valeur, bois ou charbon. La case étant remplie et le combustible enflammé, on forme la quatrième face, soit avec des briques sèches, soit avec de gros morceaux de mattes, en laissant à la partie inférieure des vides assez grands pour que l'air puisse arriver en quantité suffisante. L'activité de la combustion est réglée par une couche plus ou moins épaisse de menus, placés à la partie supérieure du tas.

Dans chaque zone de matte comprise entre deux lits de combustible, les réactions sont les mêmes que pour un grand tas de grillage de minerais : ces lits étant seulement destinés à suppléer à l'insuffisance de la proportion de soufre, chacun d'eux doit échauffer la matte placée au-dessus, de manière que l'oxydation puisse avoir lieu.

L'oxydation est partielle, parce que la matte est compacte, et que l'air ne pénètre pas dans l'intérieur des morceaux; elle est irrégulière, parce que l'air ne peut arriver que par la face antérieure de la case, et ne se répand pas également dans toute la masse du tas.

On remédie à cette insuffisance et à l'irrégularité de l'oxydation en soumettant la matte à plusieurs feux successifs dans des cases différentes.

Les grillages au réverbère sont plus réguliers, peuvent être réglés avec plus de certitude; mais ils ont l'inconvénient de coûter beaucoup plus cher.

Fours de calcination de la calamine.

Pour la calcination de la calamine, on a employé à la Vieille-Montagne et à Stolberg des fours à chaux de grandes dimensions; ces fours peuvent servir de type à ceux dont je m'occupe dans le présent paragraphe.

Le vide intérieur est à section circulaire, et le diamètre est plus faible en bas que vers l'orifice de chargement. Plusieurs embrasures, à la partie inférieure, servent à l'admission de l'air et à la sortie de la calamine calcinée. Par la partie supérieure on charge par couches alternantes et régulières le combustible, houille de qualité inférieure, et le minerai. Je n'ai pas besoin de décrire ici les précautions nécessaires pour la mise en feu, je considère seulement le four en pleine marche.

La combustion a lieu à une certaine profondeur dans le four, et pour une ou deux charges de combustible; au-dessous se trouve le minerai calciné, refroidi par le passage de l'air, et retiré à certains intervalles; au-dessus sont les couches de combustible et de minerai qui descendent assez régulièrement, et qu'échauffent les gaz provenant de la combustion; les gaz sortent du four avec une vitesse faible, à une température peu élevée.

La quantité de houille dont se compose chaque couche est réglée de manière que sa combustion donne exclusivement de l'acide carbonique; elle doit produire une température assez élevée pour l'expulsion de l'eau et de l'acide carbonique dans la couche de minerai immédiatement supérieure, et pour préparer à la combustion le lit de combustible placé au-dessus.

L'air n'est pas entièrement privé d'oxygène par la couche de houille en combustion, en sorte que le minerai n'éprouve pas d'action réductive énergique, bien que

chauffé au contact même du charbon. Ce résultat est obtenu difficilement avec certains combustibles qui ne distillent qu'à une température très-élevée, à laquelle l'oxyde de zinc serait toujours partiellement réduit par les gaz provenant de cette distillation, imparfaitement mélangés avec l'air contenant encore de l'oxygène.

Avec le charbon de bois et la houille anthraciteuse on peut conserver plus nettement l'action oxydante ; ces combustibles doivent être préférés à la houille grasse pour la calcination de la calamine.

On voit d'après ce qui précède que, dans ces fours, les minerais sont soumis à une succession d'actions réductives et oxydantes, toutes les fois que, par suite d'une mauvaise disposition des charges, l'épaisseur de chaque couche de houille est assez grande pour priver complétement d'oxygène l'air en mouvement ascensionnel. La vitesse de l'air n'est pas assez forte pour produire une notable proportion d'oxyde de carbone, mais les gaz donnés par la distillation de la houille, précédant sa combustion, agissent comme réductifs énergiques sur les matières placées au-dessus.

Une fois le combustible en grande partie brûlé, l'action réductive est naturellement remplacée par une action oxydante, parce que l'oxygène de l'air n'est plus complétement absorbé.

Dans la cuisson de la chaux grasse ou hydraulique, on n'a pas à considérer ces actions ; il s'agit seulement de produire une température assez élevée pour l'expulsion de l'acide carbonique, en utilisant le mieux possible des combustibles de peu de valeur. Dans la calcination des minerais métalliques il faut toujours se tenir en garde contre l'action réductive, résultant d'une trop grande épaisseur donnée aux charges de combustibles.

PREMIÈRE PARTIE.

MÉTALLURGIE DU CUIVRE.

CHAPITRE I.

MINERAIS DE CUIVRE.

Classification des minerais.

Les minerais de cuivre se présentent fréquemment en filons dans des terrains divers; on exploite cependant aussi des couches de grès ou de schistes imprégnés de minerais de cuivre, des amas irréguliers intercalés entre deux formations différentes, ou entre les couches d'un même terrain.

L'état chimique du cuivre, la nature et la proportion des corps avec lesquels il est combiné, des minerais ou minéraux qui l'accompagnent dans ses gisements, ont la plus grande influence sur les difficultés du traitement métallurgique et sur la valeur du cuivre produit.

L'arsenic et l'antimoine sont les corps les plus nuisibles à la qualité du métal, ceux qui obligent principalement à multiplier le nombre des opérations du traitement; j'insisterai tout particulièrement, dans la description des usines, sur les difficultés qu'on éprouve à expulser à peu près complétement ces deux corps, et à retirer du cuivre marchand des minerais qui en renferment une forte proportion.

J'adopterai, pour les minerais de cuivre, la classification suivante :

A. — CUIVRE NATIF ;

B. — MINERAIS OXYDÉS, comprenant : l'*oxydule*, l'*oxyde noir*, les *silicates* et les *carbonates;*

C. — MINERAIS SULFURÉS NE RENFERMANT QU'UNE FAIBLE PROPORTION D'ARSENIC ET D'ANTIMOINE : le *sulfure*, le *cuivre pyriteux* et le *cuivre panaché*; les eaux chargées de *sulfate de cuivre* des mines anciennement exploitées peuvent être rangées dans cette classe ;

D. — MINERAIS RENFERMANT UNE FORTE PROPORTION D'ARSENIC ET D'ANTIMOINE : les *cuivres gris*, les *arséniates* et les *phosphates*; les cuivres gris contiennent presque toujours de l'argent; dans quelques-uns, la valeur de l'argent est supérieure à celle du cuivre.

A. Cuivre natif. *Cuivre natif.* — Il est exploité dans un certain nombre de localités ; les plus beaux gisements sont dans l'Oural, dans l'Amérique du Sud et au lac Supérieur.

L'Amérique du Sud envoie en Europe, principalement en Angleterre et en France, la plus grande partie du cuivre natif exploité dans ses mines. Ce cuivre est ordinairement en petits grains, et renferme une faible proportion d'oxydule, de carbonate vert, de cuivre pyriteux et de gangues terreuses. Il est généralement assez pur et ne contient que des traces d'arsenic : sa richesse varie de 60 à 70 pour 100 ; parfois cependant elle dépasse 90 pour 100.

Au lac Supérieur, le cuivre existe en filons dans un terrain qui se rapporte probablement aux premiers âges de l'époque silurienne. Les filons sont remplis par des matières terreuses, quartz, chlorite, carbonate de chaux, épidote, etc..., dans lesquelles le cuivre métallique est disséminé sous forme de grains très-petits, de lamelles plaquées sur les cristaux des gangues, de ramifications irrégulières, ou se présente en masses de toutes dimen-

sions, remplissant tout le filon. On a déjà exploité, aux mines de Cliff et de Minnesota, plusieurs masses d'un poids supérieur à cinquante tonnes; en 1856, on a terminé l'extraction d'une masse énorme, qui a donné plus de cinq cents tonnes de métal. Dans plusieurs mines, l'argent accompagne le cuivre sans lui être combiné chimiquement. C'est le seul métal étranger qui se trouve mêlé intimement avec le cuivre; et, comme il ne peut être séparé ni par préparation mécanique ni par fusion, on doit envoyer jusqu'à Paris ou à Londres les cuivres renfermant une notable proportion d'argent.

Les mines livrent deux produits très-divers : le cuivre en masses, coupé en morceaux pesant jusqu'à trois tonnes, ne contenant qu'une certaine proportion de matières terreuses engagées dans les anfractuosités de la surface, ou existant dans l'intérieur même du cuivre; les gangues imprégnées de cuivre natif.

Les masses ne peuvent être séparées des matières terreuses que par battage au marteau et à la main; après cette préparation, elles rendent de 65 à 85 pour 100 de cuivre pur ou très-peu argentifère.

Les gangues imprégnées de cuivre sont soumises à la préparation mécanique, qui donne :

1° Des morceaux un peu gros, restés sous les pilons des bocards, et parfaitement dégagés de toute gangue terreuse;

2° Des matières plus ou moins fines, enrichies sur les cribles ou sur les tables, contenant de 45 à 60 pour 100 de cuivre pur, mélangé avec une proportion plus ou moins forte de gangues.

Ces produits contiennent presque toujours de l'argent natif, qui non-seulement est perdu, mais encore se combine avec le cuivre dans la fusion en lingots, et lui enlève une partie de la valeur que devrait lui donner l'absence complète de soufre, de fer, d'arsenic et d'antimoine.

Les masses de cuivre et les produits de la préparation mécanique sont fondus dans plusieurs usines établies auprès de Détroit et de Pittsburg.

J'ai donné ces détails, en raison de l'importance toujours croissante de la production du cuivre au lac Supérieur; elle s'élève maintenant à près de cinq mille tonnes par an; elle pourra augmenter rapidement, dès qu'une impulsion énergique et bien dirigée sera imprimée à l'exploitation d'un plus grand nombre de filons riches en cuivre.

B. Minerais oxydés.

Cuivre oxydulé. — Ce minerai ne se trouve que dans un petit nombre de localités, et seulement en assez faible proportion. Dans le sud de l'Espagne, à Linarès, on a rencontré des colonnes peu continues de minerai oxydulé à la partie supérieure d'un filon anciennement exploité : des recherches en profondeur n'ont fait reconnaître que du cuivre pyriteux. L'Oural et l'Amérique du Sud en renferment certainement de beaux gisements. On en trouve une petite proportion dans les parties supérieures des filons contenant du cuivre natif; ce minerai est alors un produit d'altération par les agents atmosphériques, et fréquemment accompagné de cuivre oxydé noir, de cuivre carbonaté et de cuivre hydrosilicaté.

Les minerais oxydulés sont généralement très-riches et toujours très-purs; ils donnent du cuivre d'excellente qualité.

Cuivre oxydé noir. — On a rencontré le cuivre oxydé noir dans un grand nombre de localités, mais toujours en petite proportion et à une faible distance de la surface. Il paraît être un produit d'altération et n'est traité seul dans aucune usine. Le mode de traitement et la qualité du cuivre qu'on en retire dépendent de la nature des minerais non altérés, avec lesquels il est toujours mélangé en proportion notable.

Les mines du Pérou et du Chili envoient en Angle-

terre et plus rarement en France des quantités importantes d'un minerai de cuivre d'un beau vert émeraude, qui est une combinaison chimique bien définie d'oxyde et de chlorure, et renfermant de 16 à 17 pour 100 d'eau. Le mode de gisement de ces minerais m'est inconnu ; ils sont très-purs et très-riches, et rendent de 45 à 60 pour 100 de cuivre d'excellente qualité.

Cuivres carbonatés. — On connaît trois variétés de carbonates de cuivre : brun, bleu et vert. Le carbonate brun est anhydre et n'a encore été signalé que dans l'Inde; les échantillons qui ont été rapportés ont l'aspect terreux et sont mélangés d'un peu de carbonate vert et de fer oxydé anhydre.

Le carbonate bleu et le carbonate vert existent dans un grand nombre de localités, soit comme minerais, soit comme produits d'altération des minerais pyriteux.

On a épuisé en peu d'années un très-bel amas de cuivre carbonaté bleu, à Chessy, près de Lyon ; on en voit des échantillons magnifiques dans toutes les collections de minéralogie. Le carbonate vert, ou malachite, est bien plus abondant : il en existe de très-beaux gisements dans l'Oural, dans l'Amérique du Sud, sur la côte d'Afrique (possessions portugaises). On le trouve, en même temps que le carbonate bleu, aux affleurements de tous les filons pyriteux, et dans toutes les parties de ces filons dans lesquelles les eaux, venant de la surface, ont pu pénétrer.

Les minerais carbonatés sont ordinairement assez purs et donnent de bon cuivre ; mais lorsqu'ils proviennent de l'altération des autres espèces minérales, ils contiennent toujours une certaine proportion des substances nuisibles qui existaient dans ces espèces avant leur altération.

Silicates. — Les silicates se rapportent à trois variétés

minéralogiques : dioptase ; kiesel malachite ; sommervilite ; elles ne paraissent différer que par la proportion d'eau combinée. On n'a encore signalé des gisements exploitables que dans l'Oural et dans l'Amérique du Sud. Ce sont de très-bons minerais, facilement fusibles, rendant à l'essai de 25 à 30 pour 100 de cuivre.

En Europe, on connaît plusieurs filons contenant, aux affleurements, une certaine proportion de silicate de cuivre ; mais, dans aucune localité, ces minerais n'ont donné lieu à une exploitation un peu importante.

Les silicates de cuivre, évidemment produits par altération, accompagnent fréquemment le cuivre natif dans les filons qui traversent les terrains métamorphiques.

C. Minerais sulfurés.

Sulfure noir ou cuivre vitreux. — Il est exploité dans un petit nombre de localités, en Toscane, au Chili, et dans la chaîne des Andes ; il est ordinairement accompagné de fer oxydulé, de cuivre carbonaté et même de pyrites. — Il est facilement reconnaissable à sa couleur et à son peu de dureté ; il se laisse couper au couteau. C'est un minerai très-riche et très-bon, quand il n'est pas mélangé avec des pyrites arsenicales ou du cuivre gris.

Cuivre pyriteux. — Cette espèce minérale est extrêmement répandue dans la nature ; elle existe principalement en filons dans des terrains assez anciens, en amas puissants intercalés entre des couches de schistes, ou placés à la séparation des schistes et des calcaires. Dans les filons et dans les amas, le cuivre pyriteux pur forme des veines, des veinules ou seulement des mouches disséminées irrégulièrement dans des gangues terreuses ou métalliques, quartz, chaux carbonatée, baryte sulfatée, fer carbonaté, pyrite de fer, blende, pyrite arsenicale ; assez fréquemment le cuivre gris, le sulfure d'antimoine, la galène sont mélangés dans une notable proportion avec le cuivre pyriteux.

Par triage et préparation mécanique, on peut séparer la plus grande partie du quartz et de la chaux carbonatée; mais le sulfate de baryte et les gangues métalliques restent avec le cuivre pyriteux dans les minerais destinés à la fusion. Comme les sulfures de zinc, de plomb, etc., influent beaucoup sur les difficultés du traitement et sur la qualité du cuivre, il est très-important d'évaluer leur proportion, en même temps qu'on détermine la richesse en cuivre.

Les minerais pyriteux les plus riches et les plus purs viennent en Angleterre, d'Australie, du Cap de Bonne-Espérance, de la côte d'Afrique, de Toscane. Les deux Amériques contiennent d'énormes richesses en cuivre pyriteux assez pur : les minerais de l'Amérique du Sud et de Cuba sont envoyés en Angleterre; les minerais exploités dans l'Etat de New-York et dans le Michigan (à une petite distance du Sault-Sainte-Marie) sont traités à l'usine de Boston.

En Angleterre, on exploite de beaux filons contenant une proportion très-grande de pyrite de fer et de pyrite arsenicale, et, dans certaines parties, de l'oxyde d'étain. Les mines du Cornouailles et de l'Irlande livrent aux usines de Swansea des quantités considérables de minerais pyriteux, pauvres en cuivre et renfermant de l'arsenic, qui *complique* beaucoup le traitement; ces minerais sont cependant indispensables aux usines, en raison de la forte proportion de soufre qu'ils contiennent.

Dans le nord de l'Espagne, on commence à explorer des filons de cuivre pyriteux dont la richesse et la qualité ne sont pas encore bien établies. Dans le midi, à Rio-Tinto et à Huelva, on exploite des amas ou filons puissants intercalés dans les schistes métamorphiques, contenant presque exclusivement de la pyrite de fer, avec une proportion variable, mais toujours très-faible,

de cuivre pyriteux. Une partie de ces minerais est traitée en Espagne par voie humide; une autre partie est achetée par les usines anglaises pour le soufre contenu. Ils sont utilisés dans les fabriques de produits chimiques, et les résidus peuvent être vendus pour le cuivre qu'ils renferment.

En Norwége, on exploite plusieurs mines de cuivre pyriteux très-pur; le cuivre qu'ils servent à fabriquer jouit dans le commerce d'une très-grande réputation.

Dans les différents Etats de l'Allemagne, les minerais de cuivre pyriteux ne sont pas très-abondants. Au Harz, ce minerai se présente dans plusieurs filons; dans la mine du Rammelsberg, il est mélangé avec la blende et la galène argentifère : on parvient à extraire le cuivre par un traitement très-compliqué, dont j'indiquerai plus loin les principales opérations. A Freyberg, le cuivre pyriteux est également associé avec d'autres minerais métalliques. Au Mansfeld, on exploite une couche de schistes imprégnés de matière bitumineuse, contenant une faible proportion de minerai de cuivre, mélangé avec des sulfures métalliques, et notablement argentifère; le traitement pour cuivre est rendu plus complexe par la nécessité de séparer l'argent.

Sur les bords du Rhin, dans la Grauwacke, on a exploité à diverses époques un assez grand nombre de filons contenant du cuivre pyriteux et du fer carbonaté. Au nord de Venise, à Agordo, on exploite un amas considérable de cuivre pyriteux disséminé dans une masse de pyrite de fer et de pyrite arsenicale. Ces minerais sont traités avec profit par une méthode mixte, en partie par voie humide, en partie par voie sèche.

En France, on connaît un assez grand nombre de filons de cuivre pyriteux, dans les Alpes, les Pyrénées, l'Aveyron, la Lozère, etc.; plusieurs d'entre eux ont été

mis en exploration à diverses époques ; aucun d'eux n'est maintenant en active exploitation. Les gisements de Saint-Bel, près de Lyon, fournissent de très-grandes quantités de sulfures métalliques, blende, pyrite de fer, cuivre pyriteux, intimement mélangés. Le traitement de ces minerais par voie humide a donné depuis plusieurs années des bénéfices importants.

Les filons reconnus jusqu'à présent en France ne sont pas très-riches aux affleurements ; un certain nombre d'entre eux présentent des caractères assez favorables pour qu'on puisse espérer une exploitation fructueuse, mais seulement quand des sommes suffisantes auront été consacrées à des explorations bien dirigées.

Cuivre panaché. — Cette espèce minérale ne se rencontre que dans un petit nombre de localités, et presque toujours mélangée avec la précédente : elle est aisément reconnaissable à la couleur bronzée et aux irisations que présente la surface. Les cuivres panachés purs rendent à l'essai de 38 à 66 pour 100 de cuivre, et, par conséquent, n'ont pas tous la même composition chimique : ils sont en général très-estimés et donnent de bon cuivre.

Sulfate de cuivre. — On a trouvé aux affleurements de plusieurs filons de cuivre pyriteux du sous-sulfate de cuivre en petites masses terreuses ou cristallines, provenant évidemment de l'altération des minerais sulfurés ; ce sous-sulfate ne paraît être un peu abondant que dans l'Amérique du Sud et au Mexique. Il n'a encore été traité que dans les grandes usines de Swansea, mélangé avec les autres variétés de minerais fondus dans ces usines.

Les eaux des mines exploitées depuis longtemps contiennent toujours une proportion notable de sulfate de cuivre en dissolution ; elles sont ordinairement acides et contiennent de l'oxyde de fer, de l'oxyde de zinc et des

acides de l'arsenic et de l'antimoine, lorsque les minerais sulfurés renferment ces deux corps. La qualité du cuivre qu'on peut en retirer dépend donc encore de la pureté des minerais exploités; les eaux des mines de cuivre pyriteux pur ne présentent à l'extraction du cuivre d'autres difficultés que celles résultant de leur faible teneur en métal.

Les eaux sortant des mines de cuivre gris, ou de cuivre pyriteux mélangé avec une forte proportion de pyrites arsenicales, donneraient toujours de très-mauvais cuivre, et ne peuvent pas être utilisées.

D. Minerais renfermant de l'arsenic et de l'antimoine.

Cuivre gris. — Ces minerais présentent d'assez grandes variétés dans leur composition chimique; on peut distinguer : 1° ceux qui renferment principalement de l'arsenic et ne contiennent que très-peu d'antimoine ; 2° ceux qui tiennent, au contraire, l'antimoine en très-forte proportion ; 3° les cuivres gris plombeux, dans lesquels le plomb est à l'état de combinaison chimique, ou seulement à l'état de galène intimement mélangée avec le minerai de cuivre. Les deux dernières variétés présentent des difficultés bien plus grandes au traitement métallurgique ; l'arsenic est expulsé plus facilement que l'antimoine dans les grillages et dans les fontes.

La plupart des filons, renfermant du cuivre gris, sont notablement argentifères, et l'argent n'est pas toujours en entier dans le minerai ; on en trouve quelquefois une certaine proportion dans les gangues terreuses.

Ces filons ne sont exploités que dans un très-petit nombre de localités ; les minerais ne peuvent pas être enrichis par préparation mécanique, parce que le cuivre gris s'écrase aisément et se réduit en paillettes très-fines que l'eau entraîne en forte proportion, et surtout parce que le lavage fait perdre une trop grande quantité d'argent.

On a fait bien des tentatives dans les usines et dans les laboratoires pour arriver au traitement économique des cuivres gris; aucune n'a donné des résultats entièrement bons pour ces minerais employés seuls; le problème est encore à résoudre. Il a une grande importance, parce que les filons de cuivre gris connus et inexploités sont nombreux dans tous les pays, mais il est très-complexe, parce qu'il faut en même temps extraire, sans perte notable, l'argent et le cuivre, en séparant presque complétement de ce dernier l'arsenic et l'antimoine.

Les usines anglaises achètent les cuivres gris et les passent dans leur traitement complexe, en les mélangeant avec une forte proportion de minerais pyriteux renfermant beaucoup de pyrite de fer; l'excès de soufre est indispensable pour chasser les deux corps nuisibles à la qualité du cuivre.

Les minerais pyriteux renferment souvent des mouches de cuivre gris, en proportion assez grande pour nuire très-sensiblement à la qualité du métal, et trop faible pour qu'on puisse songer à faire l'extraction de l'argent.

Les galènes argentifères en renferment aussi fréquemment une faible quantité, répartie très-irrégulièrement dans les filons : on admet généralement que la galène est plus riche en argent dans les parties qui renferment des mouches de cuivre gris.

Phosphates de cuivre. — Il paraît exister plusieurs variétés minéralogiques de phosphates de cuivre ; elles se présentent dans un certain nombre de gisements comme minéraux accidentels : au Chili, en Hongrie, sur les bords du Rhin, etc. Le filon de Rheinbreitbach est, à ma connaissance, le seul qui ait donné une quantité un peu importante de phosphate. Le phosphore est presque aussi nuisible que l'arsenic et l'antimoine à la qualité

du cuivre, et, par suite, les minerais phosphatés présenteraient au traitement métallurgique les mêmes difficultés que les cuivres gris.

Arséniates. — Les arséniates de cuivre se présentent dans presque tous les filons qui contiennent, avec des minerais de cuivre, des pyrites arsenicales ou des cuivres gris. Ce sont des minéraux d'altération, qu'on ne peut guère considérer comme minerais de cuivre ; cependant on importe en Angleterre une petite quantité d'arséniates provenant du Chili, contenant de 30 à 35 pour 100 de cuivre : ils sont traités comme les cuivres gris. Les arséniates contiennent presque toujours du peroxyde de fer et de la chaux, plus rarement de l'alumine et de l'oxyde de zinc ; ils sont mélangés avec les gangues terreuses des filons, quartz, sulfate de baryte et carbonate de chaux.

Importance de la production du cuivre.

Je n'ai pu réunir que des nombres assez incertains sur la production du cuivre dans les divers pays ; les chiffres suivants ne peuvent servir qu'à indiquer à peu près l'importance du cuivre dans le commerce des métaux.

L'Angleterre fabrique annuellement environ 35,000 tonnes de cuivre en lingots de diverses qualités, en traitant des minerais exploités dans le Royaume-Uni, et des minerais importés de toutes les parties du monde. Les usines les plus importantes sont dans le pays de Galles ; depuis un petit nombre d'années, on en construit de nouvelles dans les environs de Liverpool.

L'Amérique du Nord produit environ 10,000 tonnes ; la moitié de cette production est due aux mines de cuivre natif du lac Supérieur ; le reste est fabriqué dans les usines de Boston et de Baltimore, en partie avec des minerais exploités sur le continent nord-américain, en partie avec des minerais apportés comme lest par les navires qui viennent de Cuba et de l'Amérique du Sud.

La production de la Russie ne dépasse pas 5,000 tonnes.

Celle de la Suède et de la Norwége est d'environ 3,000 tonnes.

Les Etats autrichiens, la Prusse, la Turquie, l'Espagne, l'Italie et la France ne produisent pas ensemble plus de 7,000 tonnes.

On peut évaluer à 65,000 tonnes la quantité de cuivre que les différentes usines livrent annuellement au commerce.

Le prix de vente du cuivre est assez variable d'une année à l'autre; il a varié, depuis vingt ans, entre 2,500 et 3,500 francs par tonne, pour les cuivres de qualité supérieure; les cuivres de Russie et de Norwége sont toujours les plus estimés, et sont vendus 250 et 350 francs par tonne plus cher que les cuivres anglais de qualité inférieure.

Le *best selected* anglais n'atteint même presque jamais les prix des meilleures marques de Russie.

CHAPITRE II.

TRAITEMENT DU CUIVRE NATIF.

---

§ 1.

Traitement du cuivre natif en France.

Les minerais contenant le cuivre natif, provenant de l'Amérique du Sud, sont traités à peu près de la même manière dans les diverses usines établies en France. Dans toutes on emploie des fours à réverbère de très-grandes dimensions, à foyer profond, et chauffés à la houille : le traitement se fait en une seule opération divisée en trois périodes bien distinctes : la *fusion*, l'*affinage* et le *raffinage*.

Les minerais sont chargés sur la sole, avec des scories riches, et les crasses d'affinage ; on ferme hermétiquement toutes les portes, et on chauffe fortement jusqu'à fusion bien complète. On obtient deux produits assez nettement séparés : des scories contenant une certaine proportion d'oxydule de cuivre à l'état de silicate, et des grenailles très-fines ; du cuivre plus ou moins impur, suivant la nature des minerais traités. Les scories sont enlevées avec un rable par la porte du fond, le cuivre est laissé sur la sole. D'après ce mode d'enlèvement des scories, les dernières qui sortent du four contiennent de nombreuses grenailles de cuivre ; elles sont mises de côté pour être chargées avec les minerais dans une nouvelle opé-

ration ; les autres sont jetées, bien qu'elles contiennent une notable proportion de cuivre. Dès que les scories sont toutes enlevées et la surface du métal bien découverte, on commence la seconde période, l'affinage du cuivre resté sur la sole ; on fait arriver sur le métal fondu de l'air n'ayant pas traversé le combustible, et on prolonge son action jusqu'à ce que les matières étrangères au cuivre soient oxydées. Il se produit des scories ou crasses qui contiennent beaucoup d'oxyde de cuivre ; ce sont des silicates basiques, imparfaitement fondus, auxquels la silice est fournie par la sole et par les parois du four ; on les enlève à mesure qu'ils se forment. L'ouvrier reconnaît que l'affinage est terminé, d'abord à ce qu'il ne se produit plus de crasses, ensuite à ce que le cuivre tient en dissolution une certaine proportion d'oxydule, proportion croissante à mesure que le métal reste exposé pendant un temps plus long à l'action oxydante des flammes. Il suit aisément la dernière partie de l'affinage en prenant des essais du cuivre fondu : l'existence de l'oxydule est rendue manifeste par la couleur rouge de plus en plus forte que les essais présentent à la cassure.

La dernière période de l'opération, le raffinage, a pour objet spécial de réduire l'oxydule en excès formé pendant l'affinage ; on jette à la surface du métal quelques pelletées de charbon de bois, et on détermine un brassage énergique en plongeant une perche de bois vert dans le métal fondu. L'affineur prend de fréquents essais, afin de suivre la marche de la réduction de l'oxydule, et d'arrêter l'action du charbon au moment précis où, tout l'oxydule étant décomposé, le cuivre ne contient pas encore de carbone : quand ce point est atteint on procède à la coulée ; on puise le métal à la cuiller pour le verser dans des lingotières en fonte.

L'opération ainsi conduite ne forme pas un traitement

complet ; les scories produites sont riches en oxydule de cuivre ; on ne peut charger avec les minerais que celles qui renferment des grenailles, et par suite on perd une certaine proportion de cuivre. En Amérique le traitement des cuivres natifs du lac Supérieur se fait à peu près de la même manière ; mais les matières terreuses étant en plus forte proportion, on perdrait trop de cuivre en négligeant les scories ; on doit les soumettre à un traitement spécial.

Pour le traitement du cuivre natif en France, je me bornerai à l'exposé des réactions chimiques des trois périodes de l'opération, en donnant les explications nécessaires pour mettre en évidence le but de chacune d'elles.

Fusion. Les minerais contiennent du cuivre natif en petits grains ; une faible proportion de cuivre oxydulé, de cuivre carbonaté, de pyrites de fer et de cuivre, et quelquefois de la pyrite arsenicale : la gangue terreuse est presque exclusivement du quartz. Ces minerais sont riches et rendent le plus ordinairement de 70 à 75 pour 100 de cuivre en lingots. On ajoute, comme fondants, des scories riches des opérations précédentes, contenant comme bases des oxydes de fer et de cuivre, et renfermant des grenailles. Quand les scories deviennent trop siliceuses pour faire fondre aisément la gangue quartzeuse des minerais, on doit ajouter une certaine quantité de battitures ou de scories de forge.

Dès que les matières sont chargées, on lute toutes les ouvertures et on pousse rapidement le feu. La houille est maintenue dans le foyer sur une épaisseur assez grande pour que les flammes ne soient pas oxydantes ; sans cette précaution une partie du cuivre métallique serait oxydée avant la fusion, et les scories produites seraient extrêmement riches. Les flammes n'ont qu'une action réductive très-faible sur les matières chargées dans le four ; elles

peuvent ramener à l'état métallique une partie du cuivre de l'oxydule ou du carbonate contenus dans les minerais, mais elles ne peuvent agir que très-faiblement sur les scories.

En négligeant l'action peu importante des flammes sur l'oxydule et le carbonate, on peut considérer la fusion des matières comme ayant lieu sans actions chimiques autres que celles qui peuvent provenir de ces matières elles-mêmes. Ces actions sont très-simples.

Les pyrites se dissolvent progressivement dans le cuivre, à mesure qu'il entre en fusion ; elles introduisent ainsi dans le métal le fer, le soufre et l'arsenic, dont ensuite il faudra le purifier.

Les scories entrent progressivement en fusion et absorbent les gangues terreuses des minerais en même temps que les oxydes de cuivre non réduits par les flammes. Pendant cette fusion les pyrites peuvent agir partiellement comme réductif sur l'oxyde de cuivre des scories, mais cette action est négligeable, en raison de la petite proportion des pyrites.

Les produits de la fusion sont :

1° Du cuivre impur contenant la presque totalité du fer, du soufre et de l'arsenic des minerais ; on obtient à cet état : le cuivre natif, une partie du cuivre des minerais oxydulé et carbonaté, et les grenailles des scories riches des opérations précédentes.

2° Des scories contenant, à l'état de silicate, l'oxyde de cuivre des scories chargées et ceux de l'oxydule et du carbonate non décomposés par les flammes réductives pendant la fusion. Elles renferment donc plus d'oxyde de cuivre que celles mélangées aux minerais : elles ne peuvent contenir qu'une très-faible proportion de fines grenailles, toutes les fois du moins que le maître fondeur a soin de leur donner la fluidité convenable par addition

de fondants ferrugineux, et de maintenir la fusion parfaite pendant un temps assez long pour que le cuivre puisse se rassembler sur la sole.

On retire les scories du four par la porte du fond, à l'aide d'un rable, et par là on entraîne nécessairement une certaine quantité de cuivre métallique, disséminé sous forme de grenailles de toute grosseur dans les dernières scories enlevées. On ne peut repasser dans chaque opération qu'une partie des scories produites dans l'opération précédente, et on choisit évidemment celles qui contiennent le plus de grenailles ; les autres sont jetées, le cuivre qu'elles renferment est perdu, à moins qu'on ne soumette ces scories à un traitement spécial au four à manche.

Pour appauvrir pendant la fusion elle-même les scories produites à un point tel qu'on puisse négliger le cuivre contenu, il faudrait faire agir sur elles le charbon ou le fer métallique.

Ces deux moyens d'appauvrissement doivent être étudiés avec attention.

Action du charbon. — On peut employer le charbon de bois ou la houille maigre non pyriteuse, en petits fragments. On charge le réductif quand les matières sont arrivées à l'état pâteux, et on le fait pénétrer autant que possible en brassant avec le ringard. L'action du charbon sur l'oxyde de cuivre commence presque de suite et se continue jusqu'à la fusion parfaite des scories; l'excès de charbon employé vient alors nager à la surface et n'a plus d'effet notable. On arrive aisément à ramener les scories à la teneur de 1/2 pour 100 de cuivre (en comptant seulement l'oxydule combiné avec la silice), teneur qui doit être considérée comme très-faible relativement à la richesse des minerais.

L'inconvénient grave que présente l'emploi du charbon est son action sur l'oxyde de fer : à la haute tempé-

rature nécessaire pour la fusion des scories une notable proportion de fer est amenée à l'état métallique, le cuivre obtenu est chargé de fer, et son affinage est rendu très-difficile. J'expliquerai bientôt que pour le cuivre noir contenant du fer et du soufre en proportion assez grande pour que le fer soit en entier combiné avec le soufre, à l'état de matte disséminée dans le cuivre fondu, l'affinage peut se faire assez rapidement. Il est au contraire presque impossible, en l'absence du soufre, d'oxyder la totalité du fer sans perdre une forte proportion de cuivre. Pour ce motif, le charbon n'est pas ordinairement employé pour appauvrir les scories, quand les minerais ne renferment, comme le corocoro et les autres minerais de l'Amérique du Sud, qu'une très-petite quantité de pyrites.

Action du fer. — Le fer peut être utilisé comme réductif, avec plus de succès que le charbon ; quand toute la charge est bien fondue, on place horizontalement dans l'épaisseur de la scorie des barres de fer, supportées latéralement par les parois du four. Le fer ramène d'abord à l'état de protoxyde le peroxyde qui peut exister dans la scorie : il réduit ensuite avec une certaine rapidité l'oxydule de cuivre, sans introduire du fer métallique dans le cuivre, pourvu qu'il n'y ait pas contact entre ce métal et les barres employées. Quand l'appauvrissement est convenable, on enlève les barres et on procède comme d'ordinaire à la sortie des scories.

Cette action du fer exige dans les conditions ordinaires deux ou trois heures seulement ; il est facile de calculer l'avantage économique qui peut résulter de son emploi, en comparant la valeur du cuivre retiré des scories[1] à celle du fer oxydé, et au combustible brûlé pour entretenir la chaleur du four pendant son action. On peut ad-

[1] Les scories peuvent être amenées à ne tenir que 1/2 pour 100 de cuivre à l'état d'oxydule combiné avec la silice.

mettre que la perte de poids des barres est à peu près égale au poids du cuivre obtenu dans cette partie de l'opération.

Affinage. Le cuivre ne peut être purifié des matières étrangères qu'il contient : fer, soufre, arsenic, que par leur oxydation complète ; il est donc essentiel que pendant toute cette période les flammes arrivent sur la sole avec un excès d'oxygène : on atteint facilement le but, sans modifier la disposition du foyer, en laissant un jour plus ou moins grand à la partie supérieure du tas de houille qui sert à fermer l'ouverture de chargement du combustible.

L'ouvrier peut modifier à son gré la quantité d'air frais qui arrive par là dans les flammes, et revenir instantanément aux conditions de la première période, en bouchant complétement l'ouverture avec quelques pelletées de houille.

Cette disposition unit à une très-grande simplicité l'avantage de ne pas refroidir le bain métallique, et même de ne pas abaisser notablement la température des flammes, tout en leur donnant la faculté oxydante.

Dans le four ainsi disposé l'oxydation ne peut avoir lieu qu'à la surface du bain ; le cuivre, étant en proportion beaucoup plus grande que les matières dont il faut le purifier, doit s'oxyder très-rapidement, et par suite l'affinage ne peut pas avoir lieu par l'oxydation directe du fer, du soufre et de l'arsenic. La purification suffisamment économique n'est possible qu'en raison de la propriété que possède l'oxydule de cuivre de se dissoudre dans le métal en fusion.

L'oxydule formé à la surface, avec une rapidité que l'affineur peut régler aisément, se dissout et va chercher dans toutes les parties de la masse fondue les matières étrangères qui doivent être oxydées. Il agit rapidement sur les sulfures de fer et de cuivre qui sont répartis très-

uniformément, qu'on peut considérer comme dissous dans le cuivre et qui tendent à se porter vers la surface, en raison de leur plus faible densité; son action sur le fer métallique est nécessairement beaucoup plus lente, parce que ce métal n'a pas d'affinité chimique pour le cuivre, et par suite n'est pas dissous comme les sulfures; enfin l'oxydule ne peut agir que très-incomplétement sur l'arsenic, à cause de la faible différence d'affinité pour l'oxygène que présentent l'arsenic et le cuivre, et de la très-grande affinité que ces deux corps ont l'un pour l'autre.

Ces réactions sont assez complexes et doivent être étudiées avec soin, non pas seulement au laboratoire, mais encore et surtout dans les usines; elles sont variables avec les proportions des matières étrangères que contient le cuivre.

Je considérerai seulement deux cas différents, afin de ne pas trop allonger ces explications chimiques.

Premier cas. *Cuivre renfermant presque exclusivement du fer, ne contenant pas de soufre et d'arsenic ou n'en contenant que des traces.* — Le fer est irrégulièrement réparti dans la masse du cuivre, il ne décompose l'oxydule que lentement et à mesure que ce dernier vient en contact avec lui; il se produit du cuivre métallique et du protoxyde de fer; ce dernier monte à la surface du bain, absorbe progressivement, et en même temps que l'oxydule de cuivre, un peu de la silice des parois, et donne lieu à des silicates basiques. Ces crasses, exposées à l'action des flammes oxydantes, ne peuvent rester fluides que très-peu de temps : elles deviennent pâteuses par suite de la transformation du protoxyde de fer en peroxyde.

L'action sur le fer est lente et n'est complète qu'après l'oxydation d'une très-forte proportion du cuivre.

Deuxième cas. *Cuivre contenant en même temps du fer*

et du soufre. — Le fer est à l'état de sulfure probablement combiné avec une certaine proportion de sulfure de cuivre, formant une matte, dissoute dans le cuivre métallique, et se portant vers la surface.

L'oxydule de cuivre agit d'abord sur le sulfure de fer, en produisant de l'oxyde de fer et du sulfure de cuivre; cette première action produit la majeure partie des scories ou crasses ferrugineuses; elle est rapide, parce que le contact est intime entre l'oxydule et le sulfure, tous les deux dissous, le premier se formant à la surface du bain et se disséminant rapidement dans l'intérieur, l'autre existant dans la masse et se portant vers la surface en raison de sa plus faible densité.

Quand la proportion du sulfure de fer est devenue faible et celle de l'oxydule de cuivre plus forte, c'est-à-dire au moment où les scories d'affinage ne se forment plus que lentement, l'oxydule agit très-rapidement sur le sulfure de cuivre, avec production d'acide sulfureux. Cette réaction produit un véritable bouillonnement qui se prolonge d'autant plus que le cuivre noir renferme un plus grand excès de soufre; elle annonce à l'ouvrier que l'affinage est presque terminé.

L'arsenic n'est pendant tout ce temps que très-faiblement oxydé; il reste pour la plus grande partie à l'état d'arséniure de cuivre. Ce composé est détruit lentement par l'oxydule, quand ce dernier peut rester dissous en proportion assez forte, c'est-à-dire vers la fin de l'affinage; il se produit de l'arsénite d'oxydule de cuivre, qui se retrouve dans les scories formées les dernières, et en même temps les plus riches en cuivre. L'expérience démontre qu'on ne peut jamais oxyder la totalité de l'arsenic sans perdre la majeure partie du cuivre; ce fait pratique est aisément expliqué par les affinités chimiques des deux corps.

Dans le cas des cuivres natifs qui ne contiennent ordinairement que des traces d'arsenic, on n'en tient pas compte dans l'affinage, et on arrête l'oxydation après le bouillonnement, dès que les essais indiquent dans le métal l'existence permanente d'une notable proportion d'oxydule de cuivre : on est alors bien certain qu'il ne peut rester dans le métal ni fer ni soufre.

Des considérations précédentes, relatives aux deux cas extrêmes (cuivre ferreux, cuivre renfermant un excès de soufre), on pourra déduire aisément quelles réactions chimiques doivent avoir lieu pendant l'affinage, dans toutes les conditions différentes. On peut considérer comme fait pratique, en même temps expliqué par les réactions théoriques, que le cuivre contenant un excès de fer est plus difficile à purifier que le cuivre noir contenant un excès de soufre.

Raffinage.

Au moment où on interrompt l'affinage, le cuivre contient une proportion assez forte d'oxydule et une très-faible quantité d'arsenic, dont je ne m'occuperai pas dans le présent chapitre. On ne peut procéder à la coulée, parce que l'oxydule enlève au cuivre sa malléabilité; on doit auparavant le réduire en totalité, par l'action du charbon, en ayant soin de s'arrêter avant que le métal puisse se combiner avec le carbone. Le carbure se dissout aussi bien que l'oxydule dans le cuivre, et lui enlève au même degré ses propriétés utiles.

Pendant le raffinage, les flammes ne doivent plus être oxydantes; il faut boucher exactement avec de la houille l'ouverture de chargement du combustible dans le foyer.

On détermine la réduction de l'oxydule en couvrant la surface du bain avec du charbon de bois, ou avec de la houille maigre, non pyriteuse et menue; on la rend plus rapide en plongeant dans le métal une perche de bois vert, qui produit un brassage très-énergique par le déga-

gement des gaz provenant de la décomposition de la matière organique.

L'action du bois est assez complexe : il agit certainement comme réductif par les gaz dégagés et par le charbon produit; le bouillonnement qu'il détermine amène rapidement en contact avec le charbon qui nage à la surface toutes les parties du métal.

Sans l'emploi du bois vert, plongé jusqu'au fond du bain, l'oxydule devrait venir au contact du charbon progressivement et à mesure de sa diffusion dans le cuivre fondu : il faudrait, par suite, un temps considérable pour la réduction à peu près complète.

L'affineur doit retirer la perche et suivre constamment la marche de l'opération, en prenant de fréquents essais à partir du moment où il suppose que la majeure partie de l'oxydule est réduite. Les essais sont pris dans un moule de très-petites dimensions, refroidis de suite par une immersion dans l'eau, entaillés au ciseau et cassés à l'aide d'un étau. La couleur et la texture que le cuivre présente à la cassure indiquent très-nettement l'état chimique du métal. La texture est grenue, la couleur est très-rouge tant que le cuivre contient encore de l'oxydule; l'action réductive doit être continuée. Le cuivre est au point convenable pour la coulée, quand la couleur rosée et la texture un peu soyeuse démontrent la pureté chimique du métal. A ce moment précis, il faut contrebalancer l'action du charbon qui nage à la surface, en laissant arriver une certaine quantité d'air frais par la porte du foyer.

La coulée se fait à la cuiller et demande un temps très-long, parce que généralement l'affinage est fait sur un poids considérable de cuivre : l'affineur ne peut pas être certain de maintenir pendant tout ce temps l'équilibre entre l'action réductive et carburante du charbon et

l'influence oxydante des flammes, et de l'air qui s'introduit toujours par la porte de coulée : il doit prendre de temps en temps des essais afin de constater l'état du cuivre; le plus souvent, l'action oxydante a été dominante, et le cuivre contient un peu d'oxydule vers le milieu de la coulée. Il faut alors fermer hermétiquement la porte du foyer et faire agir de nouveau la perche de bois vert ou le charbon tout seul, jusqu'à ce que le cuivre ait été ramené au point convenable. On reprend alors le travail de la coulée.

Un affineur peu exercé dépasse fréquemment le point convenable du raffinage, c'est-à-dire qu'il laisse agir trop longtemps le charbon et le bois; le cuivre ne contient plus d'oxydule, mais renferme une certaine proportion de carbure de cuivre. Les prises d'essai indiquent la présence du carbure par la texture grenue et la couleur jaune que présente la cassure. Il faut alors recommencer l'oxydation et la prolonger jusqu'à ce que le cuivre contienne de nouveau de l'oxydule, dont la présence est une preuve certaine que tout le carbone a été oxydé. On doit enfin procéder de nouveau au raffinage. Le défaut d'attention ou d'habileté de l'affineur cause donc une perte de temps, de combustible et de cuivre, qui peut influer notablement sur les frais de traitement.

Il importe de remarquer que les deux séries d'essais pris à la fin de l'affinage et pendant le raffinage diffèrent beaucoup. Pour les premiers, l'ouvrier n'a pas besoin de se presser; il doit surtout s'attacher à bien constater que le métal contient une notable proportion d'oxydule, indication certaine de l'élimination du fer et du soufre. Il peut donc prendre les essais dans une poche de fer un peu grande, laisser refroidir lentement, examiner attentivement tous les caractères qui peuvent lui indiquer l'état chimique du cuivre, la coloration à la surface pendant

le refroidissement, la couleur et la texture à l'intérieur; s'il arrête l'oxydation quelques minutes trop tard, il n'en résulte qu'une dépense de combustible tout à fait négligeable.

Pendant le raffinage, au contraire, l'état chimique du cuivre varie très-rapidement; c'est à une minute près que l'ouvrier doit saisir l'instant auquel il convient d'arrêter l'action du charbon et du bois. Dès que l'oxydule a été complétement réduit, la carburation commence. Si le point convenable est dépassé, le moment de la coulée est retardé souvent de plus d'une heure.

§ 2.

Usine de Détroit. — 1854.

Comme exemple de traitement des cuivres natifs à l'étranger, je choisis l'usine de Détroit (Amérique du Nord) dans laquelle on traite à façon les masses et les produits de la préparation mécanique, envoyés par diverses mines du lac Supérieur. Le traitement, dans cette usine, est plus complet que dans les usines françaises; les scories des fours à réverbère sont fondues dans des cubilots, et on ne jette que les scories sorties de ces appareils et contenant certainement moins de 1/2 pour 100 de cuivre.

Situation de l'usine. — L'usine est construite sur le bord de la rivière qui réunit le lac Huron au lac Erié, et à une faible distance de la ville de Détroit, dont l'importance et l'activité commerciale se développent avec une grande rapidité.

Les navires à voiles et à vapeur qui naviguent sur les grands lacs peuvent aborder au quai de l'usine, apporter les matières premières ou charger le cuivre en lingots.

Les minerais sont toujours amenés par navires et seulement pendant l'été; le fret du lac Supérieur à l'usine varie de 20 à 30 francs par tonne.

La houille provient des mines exploitées dans les environs de Pittsburg, au sud du lac Erié; elle est de bonne qualité et coûte, rendue à l'usine, de 25 à 30 francs la tonne.

Le bois et le charbon de bois sont à très-bon marché; le bois coûte 10 francs et le charbon de 40 à 55 francs par tonne.

L'anthracite de Pensylvanie, employée pour le traitement des scories, revient à 42 francs.

Les briques réfractaires proviennent de Pittsburg, de New-Castle (Ohio), ou de New-York; elles coûtent :

Briques de Pittsburg...	130 fr. le mille,	plus	80 fr.	de transport.
— New-Castle..	155	—	37	—
— New-York...	210	—	140	—

Les briques de New-Castle sont presque aussi bonnes que celles de New-York, et sont préférées à cause de leur prix moins élevé.

Le cuivre est transporté à New-York, Boston, Philadelphie, etc., soit par les lacs et les canaux, soit par les chemins de fer. Les prix des transports sont très-bas; ainsi on paye :

De l'usine à New-York.....	30	francs par tonne.
— à Boston.....	33	—
— à Philadelphie.....	38	—

La main-d'œuvre est très-chère; les ouvriers spéciaux gagnent de huit à douze francs; les manœuvres de cinq à six francs. C'est une condition défavorable, commune

à toutes les usines de l'Union américaine, et qui contrebalance en partie les avantages résultant du bas prix des combustibles et des transports.

Minerais. — Les exploitations du lac Supérieur livrent des produits très-différents, dont j'ai donné le détail en parlant des minerais de cuivre.

L'usine reçoit ces produits d'un très-grand nombre de mines, et doit les traiter séparément, afin de pouvoir établir le compte de chacune d'elles, d'après la quantité de cuivre retiré et celle des scories des fours à réverbère, qui sont fondues dans les cubilots.

Les prix demandés pour la fonte en lingots ne sont pas les mêmes pour les masses de grandes dimensions et pour les produits divers de la préparation mécanique.

Les masses contiennent toujours une certaine quantité de gangues terreuses, engagées dans les anfractuosités de la surface, ou même entièrement entourées par le métal; leur teneur réelle en cuivre ne peut être constatée par aucun essai préalable; les livres de l'usine indiquent seuls le rendement, sans aucun contrôle possible.

Les morceaux recueillis sous les pilons des bocards sont du cuivre à peu près pur, et, par suite, le fondeur devrait rendre en lingots un poids de cuivre presque égal; mais très-rarement ces produits sont livrés par une mine en quantité suffisante pour qu'on puisse les fondre seuls. On les réunit aux masses provenant de la même exploitation. Ils contiennent ordinairement une proportion d'argent bien plus forte que les grandes masses; et, principalement pour ce motif, on devrait les traiter toujours à part.

Les produits du lavage des minerais bocardés contiennent toujours une proportion très-forte de gangues terreuses, chlorite, trapp, carbonate de chaux, quartz, épidote, etc., dont le mélange est aisément fusible.

Ces produits peuvent être essayés à leur arrivée à l'usine, et pour eux au moins on peut avoir un contrôle certain des opérations de la fonderie. Cependant, pour les produits du lavage, comme pour les masses, les prix de la fonte sont réglés d'après les résultats obtenus dans le traitement, c'est-à-dire d'après la quantité du cuivre obtenu en lingots, et d'après le poids des scories du réverbère qui doivent être passées au cubilot.

Tous les minerais contiennent de l'argent métallique en proportion appréciable : on ne peut en tenir compte aux exploitants ; l'usine se charge seulement de rendre en lingots le cuivre contenu dans les minerais qui lui sont livrés.

Le travail est nécessairement interrompu pendant l'hiver, saison pendant laquelle les glaces empêchent la navigation sur les lacs ; les premiers arrivages de minerais ont lieu généralement vers la fin de mai, les derniers à la fin de novembre, et les fours sont éteints en décembre.

Méthode de traitement. — On traite séparément les masses et les produits de la préparation mécanique, envoyés par chacune des exploitations ; les morceaux de cuivre qui restent sous les pilons des bocards, et qui sont plus purs que les masses, sont fondus seuls quand leur quantité est suffisante, et quand ils renferment une notable proportion d'argent ; dans le cas contraire, ils sont traités avec les masses.

La méthode comprend deux opérations :

1° Fonte au four à réverbère, produisant des scories assez riches et du cuivre pur, qui est coulé en lingots ; l'opération est divisée en trois périodes, comme je l'ai précédemment exposé : fusion, — affinage, — raffinage ;

2° Traitement des scories riches au cubilot, donnant des scories très-pauvres et du cuivre ferreux. On doit

refondre le métal au réverbère et le soumettre à l'affinage, et enfin au raffinage.

Disposition de l'usine. — Le bâtiment principal, peu éloigné du quai, renferme deux grands fours à réverbère, disposés symétriquement de chaque côté d'un chemin de fer par lequel on amène les masses, les minerais et généralement toutes les matières qui arrivent par navires.

Pour manœuvrer les masses de cuivre, qui pèsent jusqu'à trois tonnes, deux grues sont disposées, l'une au quai, l'autre dans l'usine elle-même. La première sert à charger les gros morceaux de cuivre sur le chariot qui doit les transporter auprès des fours ; la seconde est nécessaire pour les élever au-dessus des voûtes, et les déposer doucement sur les soles. Le chargement ne pouvant être fait que par la voûte, et les ouvertures étant de large dimension, on doit les fermer avec des chapeaux mobiles, analogues à ceux qui servent pour les grands fours de coupellation : deux grues latérales servent à la manœuvre de ces chapeaux. Un bâtiment plus petit contient le laboratoire, les bureaux, le dépôt du cuivre en lingots, le magasin général des outils, moules en fonte, etc.

Deux cubilots sont établis près du quai. La machine soufflante, qui leur donne le vent, est placée sous un petit hangar adossé au bâtiment principal. La houille et les minerais sont déposés sur le quai jusqu'au moment de leur emploi.

Fours à réverbère (pl. I, fig. 1, 2). — Leur disposition est indiquée suffisamment par les deux figures 1, 2, qui représentent deux coupes, l'une horizontale au niveau du pont, l'autre verticale dans le sens de la longueur de la sole.

Les dimensions principales sont les suivantes :

Foyer. — Section horizontale, $1^{m},30$ sur 1 mètre ;

hauteur du pont au-dessus de la grille, 1 mètre; profondeur totale, $1^m,50$; le cendrier a $1^m,50$.

Pont. — La largeur du pont augmente, depuis le foyer jusqu'à la sole, de $1^m,30$ à 2 mètres; sa longueur est $0^m,60$; le passage pour les flammes a $0^m,45$ à sa plus grande hauteur.

Sole. — La sole est à peu près elliptique; sa longueur est de $4^m,20$; la plus grande largeur de 3 mètres. La surface présente une faible inclinaison vers la porte de coulée, à l'extrémité du four, de manière à former auprès de cette porte un bassin dans lequel se réunit le cuivre fondu; la plus grande profondeur au-dessous du pont est $0^m,35$. La sole est formée par trois couches superposées, dont l'épaisseur totale varie de 1 mètre auprès du pont, à $0^m,66$ au bassin : la couche inférieure est un mélange de sable et de débris de briques fortement tassé. Les deux autres sont en sable réfractaire, un peu argileux et ferrugineux : elles sont d'abord bien battues avec de lourds pilons, et ensuite agglomérées successivement par deux violents coups de feu. Ainsi construite, la sole est imperméable et résiste aisément pendant toute la durée d'une campagne. Elle est supportée par une voûte en briques ordinaires, qui a $0^m,50$ d'épaisseur à la clef.

La porte du fond a $0^m,40$ sur $0^m,30$ de hauteur; la tablette en fonte est à la même hauteur que le pont, et à $0^m,60$ au-dessus du sol de l'usine.

La porte de chargement, pour les matières qui ne sont pas en trop gros morceaux, est placée au milieu de l'un des côtés; sa hauteur est $0^m,35$; sa largeur $0^m,50$; elle s'évase à l'extérieur, mais seulement sur trois côtés : la tablette en fonte, qui en forme le sol, est horizontale.

La voûte, très-surbaissée, est percée en son milieu d'une ouverture rectangulaire de 1 mètre de côté, par

laquelle on introduit dans le four les morceaux irréguliers, coupés dans les grandes masses de cuivre. L'ouverture est fermée par un chapeau mobile en briques, maintenues par un cadre en fer; il est manœuvré à l'aide de quatre chaînes par une grue fixe placée à côté du four. Pour ne pas écraser la voûte, on a soin de faire porter par la grue une partie du poids du chapeau, pendant tout le temps qu'il reste en place.

Les flammes sortent du four par un rampant, dont l'ouverture est à la voûte auprès de la porte du fond; il est incliné à 45 degrés, et la section intérieure a $0^m,35$ sur $0^m,47$. Il débouche dans une cheminée, élevée de 18 mètres au-dessus du sol de l'usine, et placée à côté du four; elle a $0^m,70$ de côté à la base, et $0^m,62$ à l'orifice supérieur.

L'ouverture servant au chargement du combustible dans le foyer est à $0^m,80$ au-dessus des barreaux; elle est entièrement garnie en fonte; la base est horizontale, les trois autres faces vont en s'évasant à l'extérieur; la section a $0^m,25$ de côté dans l'intérieur du foyer, et $0^m,35$ à la face extérieure.

Elle est bouchée avec de la houille que l'ouvrier pousse ensuite dans l'intérieur, quand il est nécessaire de charger du combustible.

Les deux autres ouvertures de chargement et de coulée sont fermées par des portes en briques, maintenues par un cadre en fer; elles peuvent glisser verticalement dans des coulisses garnies en fonte, et sont manœuvrées par le système ordinaire de chaînes et de leviers.

Le pont, les parois, la voûte, le rampant et l'intérieur de la cheminée sont construits en briques réfractaires. Cette maçonnerie est maintenue, comme l'indique la figure 1, par un massif en briques ordinaires et des armatures en fonte et en fer; les armatures n'ont pas été

représentées dans la figure 2, pour ne pas compliquer le dessin.

Les deux maçonneries sont séparées partout par un intervalle d'environ 0m,05, dans lequel on a soin de tasser du sable mélangé avec de petits fragments de briques. Je n'ai pas besoin d'insister sur les raisons qui ont fait adopter cette disposition : elles sont les mêmes pour tous les fours à réverbère, et sont bien connues des métallurgistes.

Le massif de la cheminée est divisé dans la hauteur en trois parties, qui, à l'extérieur sont en retraite l'une sur l'autre ; l'épaisseur est de deux briques en bas, d'une brique et demie au milieu, et seulement d'une brique en haut.

Fours à manche ou cubilots. — Ces deux appareils présentent une disposition spéciale, que je n'ai vue dans aucune autre usine à cuivre ; elle est assez simple pour qu'il n'y ait pas besoin de figures pour la faire comprendre.

Chaque four est cylindrique, à section circulaire ; la hauteur est de 3 mètres ; le diamètre intérieur de 1 mètre. Les parois n'ont qu'une seule brique d'épaisseur ; elles sont entièrement enveloppées par des feuilles de très-forte tôle, et maintenues par des armatures circulaires en fer forgé.

La sole est en sable réfractaire fortement tassé, de 0m,30 d'épaisseur ; la surface présente une inclinaison assez forte vers le trou de coulée, disposé de la même manière que dans un cubilot ordinaire.

Les parois du four sont montées sur un disque annulaire en fonte, élevé de 1 mètre au-dessus du sol, et porté par quatre colonnes en fonte, reposant sur une fondation solide. Le sable de la sole est également soutenu par un plateau circulaire supporté par les mêmes colonnes à l'aide de barres transversales.

Le four est surmonté par une cheminée peu élevée, dont le seul but est de mettre les ouvriers à l'abri des gaz produits pendant l'opération.

Le chargement des matières se fait par le gueulard, qui est presque au même niveau que le sol de l'usine, grâce à la disposition du terrain, dont on a profité pour l'emplacement des deux cubilots.

Le vent est lancé par trois tuyères placées à la même hauteur, $0^m,35$ au-dessus de la sole, et à 90 degrés l'une de l'autre. Les trois buses prennent le vent dans un canal annulaire qui entoure le cubilot, et communique avec un réservoir d'air. La soufflerie se compose de trois cylindres à double effet, mis en mouvement par une machine à vapeur plus forte qu'il ne serait nécessaire.

L'œil des buses a $0^m,035$ de diamètre, la pression du vent est de $0^m,09$ de mercure. On voit d'après ces nombres qu'on lance dans chaque cubilot une très-grande quantité d'air à une pression considérable, rendue nécessaire par la nature du combustible brûlé.

Je ne m'arrêterai pas à la description des autres parties du matériel : grues, chariots, outils, moules pour les lingots, etc. Cela m'entraînerait beaucoup au delà du cadre que je me suis tracé.

Personnel. — L'usine emploie pendant l'été un contremaître, un maître affineur, dix-huit ouvriers spéciaux, et de cinq à huit manœuvres, suivant les arrivages des navires qui amènent les matières premières.

Le directeur de l'usine occupe au bureau un comptable et un commis.

Fonte au réverbère. — Je décrirai d'abord l'opération pour les gros morceaux de cuivre natif; je signalerai ensuite les différences que présente le traitement des divers produits de la préparation mécanique.

Les fours n'exigent ordinairement aucune réparation

pendant toute la campagne, et le travail n'est interrompu que le dimanche; on a soin de bien garnir la grille de combustible le samedi soir, et d'arrêter presque entièrement le tirage; grâce à cette précaution, on peut en très-peu de temps, le lundi matin, porter le four à la température normale. Quand on fond les masses, on fait régulièrement six opérations par semaine dans chaque four; une charge comprend de 4 à 5 tonnes, suivant les dimensions des masses, et la proportion des menus morceaux des bocards qu'on doit passer avec les gros.

Dès que le chargement est terminé, on ferme et on lute les portes, et on pousse le feu avec activité. Le chauffeur doit maintenir sur la grille une épaisseur de houille d'au moins $0^m,60$, et ménager l'arrivée de l'air, de manière que les flammes puissent atteindre le rampant sans avoir une action oxydante notable.

D'après cela, les gaz arrivant du foyer contiennent juste assez d'oxygène non employé pour brûler les gaz combustibles avant la sortie par le rampant.

Les flammes sont, par conséquent, oxydantes dans certaines parties, et réductives dans d'autres; elles ne peuvent être exclusivement réductives que près du rampant.

Les gros morceaux de cuivre chargés sur la sole s'élèvent jusqu'à la voûte, et, par suite, sont soumis pendant leur fusion lente, dans certaines parties, à une action faiblement oxydante, dans d'autres à une action réductive et carburante.

Il doit donc se produire pendant la fusion une certaine proportion d'oxydule, en même temps que du carbure de cuivre.

L'oxydule produit est assez rapidement décomposé tant qu'il n'est pas, au moment même de sa production, en contact avec les gangues terreuses très-fusibles et toujours notablement quartzeuses; dans le cas contraire, il

se produit des silicates qui absorbent l'oxydule, et, sur les scories fondues, les gaz réductifs ne peuvent plus avoir qu'une action très-faible.

La fusion complète de la charge est terminée en douze ou quinze heures, suivant la grosseur des morceaux, et à ce moment les scories contiennent une proportion très-notable d'oxydule, tandis que le cuivre tient dissoute une certaine quantité de carbone. Ce résultat paraîtrait assez surprenant, si on ne se rendait pas compte de l'hétérogénéité des gaz qui produisent les flammes, et des réactions un peu complexes que j'ai cherché à expliquer.

On maintient la fusion complète pendant un temps assez long, une heure environ, afin de donner aux scories une fluidité assez grande pour que les grenailles disséminées puissent s'en séparer. On fait alors sortir les scories par la porte du four à l'aide d'un rable; elles tombent sur le sol et sont enlevées, dès qu'elles sont à peu près solidifiées, dans des brouettes en tôle. On les conduit près des cubilots, et on les refroidit brusquement avec de l'eau, afin de rendre leur cassage plus facile; on les réunit aux scories de même provenance pour les passer au cubilot, quand leur quantité est suffisante pour une journée de travail.

Les scories sont des silicates à plusieurs bases, contenant de 3 à 4 pour 100 de cuivre à l'état d'oxydule, et de 3 à 6 pour 100 de grenailles.

Le cuivre resté sur la sole est soumis à l'affinage, qui dure très-peu de temps, parce que la seule matière étrangère, le carbone, est très-facile à oxyder. Le chauffeur pique la grille de manière à laisser arriver plus d'air extérieur dans la masse de combustible, et, en même temps, il ménage quelques jours dans la houille qui ferme l'orifice de chargement. Les flammes deviennent oxydantes; il se forme rapidement une forte pro-

portion d'oxydule qui se dissout dans le métal et oxyde promptement le carbone. En moins d'une demi-heure, le cuivre est amené au point convenable, c'est-à-dire à contenir de l'oxydule dissous ; l'affineur s'en assure en prenant des essais.

On procède alors au raffinage. On charge dans le foyer une nouvelle quantité de houille ; on bouche avec soin l'ouverture de chargement, afin de rendre les flammes aussi peu oxydantes que possible ; on jette à la surface du bain quatre pelletées de charbon de bois en gros morceaux ; on le laisse agir quelque temps, puis on plonge une perche de bois vert qui reste dans le métal tant qu'elle produit un fort dégagement de gaz ; on retire la perche et on prend des essais ; la réduction des dernières parties de l'oxydule doit se faire lentement et par le charbon seul, afin que l'affineur ait plus le temps de saisir le moment convenable pour la coulée, celui où la totalité de l'oxydule de cuivre est réduit. On laisse alors un peu de charbon à la surface du cuivre pour contre-balancer les actions oxydantes, et maintenir autant que possible le métal dans son état de pureté. Les ouvriers viennent à tour de rôle puiser le cuivre dans des cuillers de fer, et vont le verser dans les lingotières rangées, au nombre de trente-six, devant la porte du four. Ils se garantissent de la réverbération très-intense en se couvrant le bras d'un sac de forte toile mouillée. Le travail est extrêmement pénible ; aussi faut-il douze ouvriers pour la coulée. Ce sont les mêmes hommes qui servent les deux fours, et on organise les charges de manière que les coulées aient lieu à un certain intervalle.

Les lingotières sont portées sur trois barres parallèles au-dessus d'une bâche pleine d'eau. Dès qu'un lingot est solidifié, on fait basculer la lingotière, mobile à

charnière autour de la barre du milieu, et, par ce mouvement, on fait tomber le lingot dans l'eau.

Quand les trente-six lingotières ont reçu chacune leur charge, on arrête un instant la coulée, et l'affineur prend un essai pour vérifier l'état du cuivre. Suivant le résultat, on doit continuer la coulée ou jeter du charbon à la surface et donner un coup de feu, ou enfin oxyder le cuivre et procéder à un nouveau raffinage avant de continuer la coulée.

Il faut ordinairement de quatre à six heures pour le moulage de toute la charge; les lingots pèsent seulement 9 kilogrammes.

Dès que la charge est épuisée, on répare la sole en bouchant les trous et fissures avec du sable réfractaire, et battant la surface pour lui donner l'inclinaison uniforme vers le bassin.

On peut alors ouvrir les portes et faire une nouvelle charge; pendant ce temps l'affinage doit commencer dans le second four, en sorte que les ouvriers aient environ une heure de repos entre les deux coulées.

On fait, dans la fonte des masses de cuivre, très-régulièrement une opération en vingt-quatre heures dans chaque four; les deux chargements ont lieu dans la soirée, afin que les deux périodes d'affinage et de raffinage soient terminées pendant le jour.

Le travail de nuit est très-simple; on n'a qu'à pousser régulièrement le feu : deux chauffeurs et un manœuvre suffisent aisément à la conduite des deux fours.

Produits obtenus. — Cette première opération donne deux produits : du cuivre en lingots et des scories. Le cuivre est obtenu dans une proportion variable avec la nature des masses traitées : on peut admettre en moyenne un rendement de 75 pour 100.

Les scories proviennent principalement de la fusion,

l'affinage n'en donne qu'une quantité très-faible : les premières contiennent de 5 à 10 pour 100 de cuivre, à l'état de silicate ou en grenailles disséminées ; les autres sont beaucoup plus riches et sont des silicates basiques d'oxydule et d'oxyde de cuivre. La proportion des scories produites ne dépasse pas ordinairement 20 pour 100 de matières chargées.

Frais de traitement. — D'après les renseignements qui m'ont été donnés verbalement dans l'usine de Détroit, un four brûle en vingt-quatre heures 2 1/2 tonnes de houille, en livrant de 3 tonnes à 3t,50 de lingots, provenant du traitement de 4t,5 à 5 tonnes de masses.

Les frais d'une journée pour les deux fours sont :

Houille, 5 tonnes, à 27 francs.....	135 fr.	»
Main-d'œuvre, 15 journées, à 7 fr. 60 c.....	114	»
Bois et charbon de bois.....	6	»
L'usure des outils, les réparations des fours sont évaluées, d'après les résultats d'une campagne, à	10	»
Soit pour une journée entière.....	265 fr.	»

Ce qui donne pour les frais de traitement de 1 tonne de gros morceaux des masses de cuivre :

Houille, 0t,50.....	13 fr.	50 c.
Main-d'œuvre, 1j,50.....	11	40
Bois et charbon de bois.....	»	60
Usure des outils, réparations.....	1	»
	26 fr.	50 c.

La tonne mise en traitement produit en moyenne :

Cuivre en lingots.....	0t,750
Scories.....	0t,200

Traitement des produits de la préparation mécanique. — Les morceaux de cuivre de petites dimensions qui restent sous les pilons des bocards sont parfaitement dégagés des

gangues par les chocs répétés pendant un temps très-long; on n'a pas souvent occasion de les traiter seuls à l'usine, parce que les exploitations ne peuvent pas ordinairement en fournir une quantité suffisante. Dans ce cas, cependant, on les soumet aux mêmes opérations que les masses, en chargeant jusqu'à 8 tonnes à la fois. La fusion est très-longue, et le cuivre contient une forte proportion de carbone; il se produit une petite quantité de scories, qui renferment peu de cuivre à l'état de silicate. L'affinage et le raffinage sont plus longs, parce qu'on opère sur un poids considérable de cuivre; la coulée prend à elle seule de huit à dix heures.

L'opération entière exige deux jours, pendant lesquels on brûle environ 5 tonnes de houille.

D'après ces indications, les dépenses exigées pour le traitement au réverbère d'une charge de 8 tonnes sont les suivantes :

Houille, 5 tonnes, à 27 francs.....	135 fr.	»
Main-d'œuvre, 21 journées, à 7 fr. 143 c. [1].....	150	»
Charbon de bois et bois.....	6	»
Usure des outils, réparations du four.....	10	»
Total des dépenses.....	301 fr.	»

Soit, par tonne de matière..... 37 fr. 625 c.
Produits : Cuivre en lingots, 0t,900
Scories..... 0t,110

La plus grande partie des scories est produite pendant l'affinage; elles sont riches en cuivre.

Les minerais provenant du lavage sur les cribles ou sur les tables contiennent une proportion variable, mais toujours assez forte, de gangues terreuses : on mélange ordinairement, pour la fonte au réverbère, les produits

[1] La journée de travail, pour les manœuvres et les chauffeurs, est payée 6 francs, tandis que les ouvriers qui travaillent à la coulée reçoivent en moyenne 9 francs pour un poste de douze heures.

des différents appareils, provenant d'une même exploitation.

La charge est d'environ 3 tonnes, et n'exige pas plus de sept heures pour entrer en pleine fusion : on enlève les scories et on introduit une nouvelle charge; quand les scories ont été sorties du four, on procède à l'affinage et au raffinage sur le cuivre qui provient des deux fontes, soit de 6 tonnes de minerais. L'opération double est terminée en vingt-quatre heures, et pendant ce temps on brûle environ 3 tonnes de houille.

Les produits du lavage rendent environ 50 pour 100 de cuivre en lingots, et un poids à peu près égal de scories.

Dépenses pour vingt-quatre heures et pour le traitement de 6 tonnes :

Houille, 3 tonnes à 27 francs.....	81 fr.	»
Main-d'œuvre, 10 journées à 7 fr. 80 c....	78	»
Bois et charbon de bois.....	3	»
Usure des outils, réparations du four.....	6	»
Somme des dépenses.....	168 fr.	»

Produits : Cuivre en lingots..... 3 tonnes en moyenne.
Scories de la fusion et de l'affinage. 3 — —

Soit, pour 1 tonne de matière mise en traitement :

Houille, 0t,50.....	13 fr.	50 c.
Main-d'œuvre, 1j,66.....	13	»
Bois et charbon.....	»	50
Usure des outils et réparations.....	1	»
	28 fr.	» c.

C'est-à-dire presque la même dépense que pour 1 tonne de gros morceaux, et beaucoup moins que pour le traitement du cuivre presque pur en petits morceaux :

Produits : Cuivre en lingots..... 0t,500
Scories à traiter..... 0t,500

Les frais du travail au réverbère, rapportés à la tonne

de cuivre en lingots, pour les trois espèces de minerais fondus, sont :

Pour les masses.....	45 fr.	33 c.
— le cuivre en petits morceaux.....	41	80
— les produits du lavage.....	56	»

Il résulte des nombres qui précèdent qu'il n'y a pas intérêt, au point de vue économique, à traiter séparément le cuivre en petits morceaux, provenant des bocards ; la dépense est moindre quand on fond ces produits en même temps que les masses. On doit cependant, autant que possible, les fondre à part, parce qu'ils renferment toujours une proportion notable d'argent natif; ce métal se retrouve nécessairement dans les lingots, et souvent en assez grande quantité pour qu'on puisse l'extraire ; réparti dans une plus grande quantité de cuivre, il ne peut plus être en proportion assez forte pour que l'extraction soit possible, et diminue seulement la valeur du cuivre.

Traitement des scories dans les cubilots. — Les scories obtenues dans le travail au réverbère sont facilement fusibles; elles renferment comme bases : l'oxyde de fer, l'alumine, la chaux, la magnésie, l'oxydule de cuivre; elles contiennent en outre une certaine proportion de grenailles ; la fonte au cubilot a pour objet de réunir les grenailles et de réduire la presque totalité de l'oxydule de cuivre, en produisant de nouvelles scories suffisamment pauvres pour être jetées.

La réduction complète de l'oxydule ne peut être faite sans qu'une partie de l'oxyde de fer ne soit décomposée, et, par suite, le cuivre obtenu est notablement ferreux. On cherche à limiter autant que possible la réduction de l'oxyde de fer en fondant les scories sans addition, en laissant l'oxyde de fer en présence d'un notable excès

de silice, qui s'oppose toujours en partie à l'action réductrice.

On doit pouvoir rendre compte à chaque exploitation du cuivre retiré des produits confiés à l'usine, et, de plus, livrer les lingots dans le plus bref délai. Pour ces motifs on allume un cubilot dès qu'on a une quantité de scories assez grande pour le travail d'une journée.

Le matin, de très-bonne heure, on chauffe le cubilot avec du charbon de bois; et, dès qu'il est amené à la température convenable, en trois ou quatre heures, on charge par le gueulard des couches alternantes d'anthracite et de scories.

Le trou de coulée, bouché avec un tampon d'argile, est dégagé à coups de ringard, quand le niveau des matières fondues s'élève dans l'intérieur jusqu'auprès des tuyères. Le cuivre et la scorie coulent par une rigole en fonte, très-inclinée, dans un bassin en sable, de forme irrégulière, disposé dans le sol.

Les scories sont enlevées aussitôt qu'elles sont solidifiées : on les casse au marteau, et on refond immédiatement celles qui tiennent des grenailles.

Le cuivre refroidi en masse irrégulière est reporté au bâtiment des fours à reverbère.

On continue le travail jusqu'à ce que toutes les scories amassées aient été fondues, et généralement jusqu'à six ou sept heures du soir. On laisse alors refroidir le four après avoir un peu réparé la surface de la sole avec un ringard introduit par le trou de coulée.

Dans un jour, on peut fondre 10 tonnes de scories, en brûlant de 2t,50 à 3 tonnes d'anthracite : la proportion de cuivre noir retiré est assez variable ; on peut admettre environ 10 pour 100 du poids des scories. Ce cuivre contient de 5 à 8 pour 100 de fer, et une proportion de carbone qui n'a pas été déterminée.

Personnel. — La conduite du cubilot exige cinq hommes; la machine à vapeur consomme environ 600 kilogrammes de houille et n'occupe qu'un seul chauffeur.

Dépenses faites dans une journée d'activité, et pour fondre 10 tonnes de scories :

Anthracite, 2t,75, à 42 francs.....	115 fr.	50 c.
Charbon de bois, 0t,40, à 40 francs.....	16	»
Houille pour la machine, 0t,600, à 27 francs.	16	20
Main-d'œuvre, 6 journées à 7 francs.....	42	»
Usure des outils, réparations du cubilot....	10	»
Somme des dépenses.....	199 fr.	70 c.

Produit : environ 1 tonne de cuivre noir ferreux.

Les scories sont considérées comme très-pauvres en cuivre, mais je ne pense pas que leur teneur ait été déterminée.

Le cuivre noir est traité comme les masses, au four à réverbère : pendant la période de fusion, on laisse arriver assez d'air par la grille pour que les flammes soient oxydantes; la plus grande partie du fer est ainsi oxydée pendant cette période, et l'oxyde de fer est scorifié par la silice empruntée à la sole; l'affinage est un peu long, surtout quand l'oxydation n'a pas été suffisamment énergique pendant la fusion. Le raffinage et la coulée sont conduits comme pour les cuivres natifs.

La charge est d'environ 4 tonnes et l'opération dure vingt-quatre heures : on obtient 75 pour 100 de cuivre en lingots, et 30 pour 100 de scories, qui doivent repasser au cubilot. Les consommations sont à peu près les mêmes que pour la fusion des masses. Pour établir les dépenses nécessitées par le traitement de 1 tonne de cuivre noir, provenant de 10 tonnes de scories, il faut tenir compte de la fonte au cubilot de 0t,30 de scories produites pendant cet affinage.

Pour l'affinage de 1 tonne de cuivre noir, et la refonte des scories produites, on dépense :

Houille, 0t,518.....	13 fr.	986
Anthracite, 0t,0675.....	3	465
Bois et charbon, 0t,025.....	1	080
Main-d'œuvre, 1j,68.....	12	660
Usure des outils, réparations...	1	300
Somme des dépenses...	32 fr.	491

D'après ces nombres le traitement de 1 tonne de scories, en tenant compte de l'affinage du cuivre noir, entraîne les frais suivants :

Anthracite, 0t,282.....	11 fr.	900
Bois et charbon, 0t,042.....	1	708
Houille, 0t,112.....	3	020
Main-d'œuvre, 0j,708.....	5	466
Usure des outils, réparations...	1	130
Somme des frais.....	23 fr.	224

On en retire environ 0t,085 de cuivre en lingots.

Il est impossible de traiter séparément toutes les scories produites dans l'affinage des cuivres noirs ferreux, surtout pour les exploitations, qui ne livrent annuellement qu'un poids assez faible de produits. L'usine ne peut que leur tenir compte approximativement du cuivre qu'elles contiennent.

Dans le calcul précédent, j'ai supposé les opérations arrêtées aux secondes scories.

Ces nombres permettent de calculer le résumé des frais spéciaux du traitement complet des minerais de cuivre natif, dans les deux cas principaux : masses; produits des lavages. Ces frais sont les suivants :

	Pour 1 tonne de masses.			Pour 1 tonne de produits des lavages.		
Houille.....	0t,522	14 fr.	104	0t,556	15 fr.	010
Bois et charbon..	0t,025	0	942	0t,051	1	354
Anthracite.....	0t,0564	2	380	0t,141	5	950
Main-d'œuvre...	1j,653	12	493	0j,042	15	733
Usure, réparations.....		1	226	.....	1	565
Frais spéciaux.....		31 fr.	145	.....	39 fr.	612
Produits : Cuivre en lingots, 0t,770,.....					0t,550	

Ces nombres, calculés d'après des renseignements obtenus verbalement à l'usine, ne doivent être considérés que comme des approximations. Il faudrait en outre calculer les frais généraux, qui sont probablement très-élevés ; mais je n'ai aucune donnée certaine pour les évaluer. Les frais spéciaux, rapportés à la tonne de cuivre en lingots, sont, dans les deux cas considérés : 40 fr. 45 c. et 72 fr. 02 c. Les prix payés à l'usine sont :

Pour les gros morceaux provenant des masses, 84 francs par tonne de lingots obtenus, plus 52 fr. 50 c. par tonne de scories fondues, ce qui donne environ 97 francs par tonne de lingots ;

Pour les produits du lavage, de 125 à 150 francs par tonne de lingots, plus 52 fr. 50 c. par tonne de scories traitées, soit environ 190 francs par tonne de cuivre livrée par l'usine.

En comparant ces nombres aux frais spéciaux calculés plus haut, on voit qu'il reste encore une marge assez grande pour les frais généraux et les bénéfices des fondeurs.

CHAPITRE III.

TRAITEMENT DES MINERAIS OXYDÉS.

---

§ 1.

Considérations générales.

Une grande partie des minerais oxydés et carbonatés produits par les mines de l'Amérique du Sud sont envoyés en Angleterre et fondus dans les usines de Swansea, mélangés avec des minerais très-variés. Il n'existe qu'un nombre assez restreint d'usines qui traitent spécialement cette classe de minerais de cuivre : les méthodes de traitement sont cependant assez différentes, suivant la richesse et la nature des minerais, et les conditions diverses dans lesquelles les usines sont établies.

Les minerais très-riches sont fondus au réverbère ou au four à manche : l'emploi du réverbère exige que la houille soit à un prix assez bas ; le four à manche est adopté de préférence dans les usines éloignées des bassins houillers et pour des minerais moins riches.

Les minerais très-pauvres ne peuvent pas être enrichis par une préparation mécanique, même quand les gangues sont exclusivement terreuses ; la scorification de ces gangues entraîne une consommation de combustible énorme relativement au cuivre produit ; le traitement par fusion n'est possible que dans des conditions presque exceptionnelles de bon marché des combustibles.

Dans quelques usines, on a essayé la voie humide et la cémentation pour extraire le cuivre de certains grès imprégnés de carbonates ; la consommation en acides et surtout en ferraille ou en fonte, la perte en cuivre, sont très-fortes, et, par suite, cette méthode ne peut être économique que dans des circonstances spéciales.

Les eaux vitrioliques provenant des mines anciennement exploitées sont traitées généralement par cémentation ; cependant, dans le nord de l'Europe, en Norwége, on emploie avec succès la précipitation du cuivre par l'hydrogène sulfuré.

La description détaillée de toutes les méthodes suivies dans les diverses usines m'entraînerait beaucoup trop loin ; aussi me bornerai-je à des considérations générales sur le traitement des minerais riches au réverbère, et sur la méthode autrefois suivie à l'usine de Chessy. Je donnerai plus de détails sur le traitement par voie sèche des minerais pauvres, qui présente des difficultés beaucoup plus grandes ; je prendrai comme exemple la méthode de Perm dans l'Oural.

Je ne parlerai pas de la cémentation, parce que j'aurai occasion de la décrire dans le chapitre suivant, pour usine d'Agordo. Cet exemple me paraît suffire pour faire comprendre les précautions qu'il faut prendre pour le traitement par le fer des eaux acides des anciennes mines de cuivre.

§ 2.

Traitement des minerais riches au réverbère.

Le traitement au réverbère des minerais oxydés et carbonatés présente à peu près la même série de manipulations que la fonte des cuivres natifs : la seule

différence résulte de la nécessité de réduire l'oxyde avant d'arriver à la fusion complète.

L'opération dans le four à réverbère comprend trois périodes : *réduction et fusion*; *affinage du cuivre ; raffinage* et *coulée en lingots*. Les deux dernières sont faites absolument de la même manière que lorsqu'on traite des cuivres natifs ; je n'ai besoin de m'occuper ici que de la première.

On charge les minerais mélangés avec les fondants que nécessitent les gangues et le charbon qui doit opérer la réduction de l'oxyde : on ajoute une certaine proportion de scories renfermant des grenailles de cuivre ; les scories, crasses et résidus de l'affinage, du raffinage et de la coulée ; les débris de soles et de briques contenant du cuivre, produits dans la campagne précédente. Réduction et fusion.

On emploie comme réductif le charbon de bois ou la houille sèche ; cette dernière paraît être préférable, bien qu'elle agisse certainement par contact avec moins d'énergie que le charbon de bois : les gaz réductifs qu'elle produit par distillation lente agissent pendant tout le temps qui précède la fusion, et peuvent pénétrer aisément dans l'intérieur des morceaux de minerai. On ne doit pas craindre d'employer de la houille contenant quelques mouches de pyrite de fer, pourvu que ce ne soit pas de la pyrite arsenicale : le sulfure de fer en faible proportion ne peut agir qu'utilement comme réductif du silicate de cuivre.

Toutes les matières étant chargées, on lute les portes, et on chauffe progressivement, en maintenant les flammes aussi peu oxydantes que le permet la profondeur du foyer : quand la fusion paraît à peu près complète, on brasse pendant quelques instants afin de détacher de la sole et des parois les matières mal fondues, qui souvent adhèrent très-fortement.

On donne ensuite un fort coup de feu, afin d'amener le cuivre et les scories à une fluidité suffisante pour permettre leur séparation nette : on enlève les scories par la porte du fond, et on procède à l'affinage et au raffinage du cuivre resté sur la sole.

Cette première période donne, comme produits, du cuivre noir et des scories : généralement, les scories contiennent de 1 à 2 pour 100 d'oxydule de cuivre, et de plus quelques grenailles dont la proportion est variable avec les soins que met l'ouvrier à faire sortir les scories.

Le cuivre noir est assez pur et retient une petite quantité de fer, dont on le débarrasse à peu près complétement par l'affinage. L'expérience indique qu'il est possible d'obtenir des scories plus pauvres, ne renfermant que 1/2 pour 100 de cuivre ; mais alors le cuivre est plus ferreux, son affinage est plus long et difficile ; le déchet est plus considérable.

Pour les minerais très-riches, la proportion des scories obtenues est très-faible, et par conséquent on a une véritable économie à conduire l'opération de manière que le cuivre noir soit peu ferreux. Les minerais contenant de 25 à 30 pour 100 de cuivre donnent une proportion de scories assez forte pour qu'on ait intérêt à les traiter au four à manche ou au cubilot, comme à l'usine de Détroit.

Dans aucun cas, on ne doit chercher à obtenir des scories pauvres de la fusion au réverbère, à moins qu'on ne puisse employer le fer métallique pour achever l'action réductrice commencée par le charbon.

Réactions. Pour mieux faire comprendre les difficultés que présente l'opération au reverbère, je crois devoir exposer avec quelques détails les réactions principales qui ont lieu dans cette première période.

Les matières chargées sur la sole contiennent le cuivre sous divers états : les minerais renferment de l'oxyde, de l'oxydule ou du carbonate, quelquefois même du silicate de cuivre, mélangés avec des gangues terreuses et souvent ferrugineuses : les scories et les crasses sont des silicates d'oxydule de cuivre et de protoxyde de fer, contenant une proportion variable de grenailles de cuivre.

Ces matières sont progressivement chauffées dans une atmosphère, sinon réductive, du moins peu oxydante, dont l'action est très-faible. Elles perdent d'abord l'eau et l'acide carbonique qu'elles contiennent ; le charbon et les gaz réductifs, produits par la distillation de la houille mélangée, agissent sur les oxydes de cuivre et de fer non combinés avec la silice. L'action est presque nulle sur les silicates qui sont chargés en morceaux, ne se laissent pas pénétrer par les gaz, et n'ont qu'un contact peu intime avec le charbon.

Sur les oxydes non combinés la réduction est d'autant plus complète que les matières sont maintenues pendant plus longtemps à une température élevée, assez modérée cependant pour ne pas déterminer la fusion des scories chargées. On doit chercher à obtenir la réduction totale des oxydes de cuivre, sans que l'oxyde de fer soit amené à l'état métallique ; ce résultat ne peut être atteint régulièrement dans les usines, parce que la décomposition du protoxyde de fer par le charbon ou par les gaz réductifs commence presque en même temps que celle de l'oxydule de cuivre.

On a donc dans la masse des matières contenues dans le four, au moment où les scories chargées commencent à couler : du cuivre métallique ; une certaine proportion de fer métallique ; du protoxyde de fer ; une petite quantité d'oxydule de cuivre ; les matières terreuses ;

les fondants ajoutés, et les scories chargées, qui n'ont encore subi presque aucune modification chimique.

Les scories commencent à fondre par la surface, qui est nécessairement la partie la plus chauffée : elles absorbent progressivement les fondants, les matières terreuses des minerais et les oxydes métalliques non réduits. Le charbon en excès vient progressivement à la surface, en raison de sa plus faible densité, tandis que les deux métaux se séparent peu à peu de la scorie, pour se réunir sur la sole au point le plus bas.

Pendant cette fusion, toujours assez lente, le charbon et le fer métallique agissent sur l'oxydule de cuivre des silicates, et produisent du cuivre. L'action du fer est bien plus énergique que celle du charbon, parce que ce dernier est porté plus rapidement vers la surface, et que le fer est plus divisé et reste plus longtemps en mélange intime avec la scorie. Cette dernière peut donc être suffisamment appauvrie, si le fer a été ramené en assez grand excès à l'état métallique pendant la première partie de l'opération. Dans ce cas, la presque totalité de l'oxyde de cuivre des minerais est réduite avant la fusion, et l'action du fer n'a plus à s'exercer que sur les silicates (scories riches) chargés en même temps que les minerais : l'excès du fer reste avec le cuivre et rend son affinage difficile.

Quand, au contraire, l'action réductive n'a pas été suffisante avant la fusion des scories, celles-ci contiennent une partie de l'oxydule de cuivre des minerais, et le fer réduit n'est pas en proportion assez grande pour les appauvrir complétement. Le cuivre obtenu est très-pur, les scories sont trop riches pour être jetées ; il faudrait donc passer les scories du réverbère au four à manche ou au cubilot, ou bien les traiter dans le réverbère lui-même par des lames de fer, comme je l'ai déjà indiqué

précédemment. L'action du fer sur les scories, avant leur sortie du four, allonge beaucoup l'opération, mais conserve au cuivre sa pureté.

§ 3.

Traitement des minerais riches au four à manche.

Je prendrai pour exemple la méthode jadis adoptée à l'usine de Chessy pour le traitement des minerais carbonatés assez riches, rendant de 27 à 28 pour 100 de cuivre. Pour la facilité de la description j'écrirai au temps présent, bien que l'usine ne soit plus en activité.

Les minerais ne contiennent qu'une faible proportion d'oxyde de fer : la gangue est un mélange d'argile et de quartz. L'usine est construite à proximité de la mine; auprès d'un cours d'eau qui fournit la force motrice nécessaire à la soufflerie. Le coke coûte environ 45 francs la tonne, et la chaux, employée comme fondant, de 45 à 50 francs.

Les minerais sont fondus dans des fours à manche peu élevés; on ajoute de la chaux, des scories riches de la fonte elle-même, des scories d'affinage, et toutes les matières contenant du cuivre, résidus des diverses opérations.

Cette fonte donne deux produits : du cuivre noir et des scories. Les scories, cassées au marteau et triées, sont divisées en deux classes : les scories pauvres, ne renfermant pas plus de 1/2 pour 100 de cuivre; les scories riches, contenant soit des grenailles soit de l'oxydule.

Les premières sont jetées; les autres sont repassées dans les lits de fusion.

Le cuivre noir est affiné au petit foyer, suivant la

méthode allemande, que je décrirai plus en détail au chapitre des minerais pyriteux.

Je ne m'occuperai maintenant que de la fonte au four à manche, et je chercherai principalement à montrer quelles sont les réactions chimiques principales qui ont lieu dans cette opération.

Dimensions principales des fours à manche de Chessy.— La section horizontale au niveau de la tuyère est de $0^m,60$ sur $0^m,85$; la poitrine et la warme sont verticales, les deux costières un peu déversées à l'extérieur; section au niveau supérieur, $0^m,70$ sur $0^m,85$.

Profondeur du creuset au point le plus bas, sous la poitrine, $0^m,40$ au-dessous de la tuyère.

Hauteur de la poitrine : $1^m,80$; elle ne descend pas plus bas que le plan horizontal passant par la tuyère; l'avant-creuset avance à $0^m,30$ de la face extérieure de la poitrine : le bassin de coulée en brasque est disposé comme d'ordinaire dans le sol de l'usine et sur le côté.

L'œil de la tuyère a $0^m,08$ de diamètre; le vent est fourni par deux grands soufflets pyramidaux, en bois, soufflant alternativement, lançant environ 8 kilogrammes d'air par minute, avec une pression variable, ne dépassant pas $0^m,08$ de mercure.

On maintient, autant que possible, le nez à la longueur de $0^m,15$ à $0^m,20$; mais à Chessy, comme dans toutes les usines qui emploient les fours à manche, la longueur et le diamètre du nez sont assez variables.

Lits de fusion. — Les matières qui doivent être fondues et dont le mélange peu intime constitue le *lit de fusion*, sont disposées devant chaque four à manche, par couches horizontales et peu épaisses. Les ouvriers prennent à la pelle à peu près toute la hauteur du tas, et remplissent les bâches en bois, dont le contenu est jeté dans le four, par l'ouverture au-dessus de la poitrine. On peut ainsi,

sans frais particuliers de main-d'œuvre, charger à peu près régulièrement les matières diverses que l'ingénieur a jugées nécessaires pour la bonne marche de l'opération.

Le mélange est un peu variable avec l'allure du four, indiquée par l'apparence du nez, la fluidité et la couleur des scories : le maître fondeur peut seul juger, d'après ces caractères, de quelle manière il convient de modifier la composition des lits.

Dans un lit de fusion, on met, en général, la quantité des matières diverses qu'on suppose pouvoir être fondues dans un poste, c'est-à-dire en douze heures : environ 1 tonne de minerais. Cependant, quand le four est en bonne allure, et qu'aucun dérangement ne vient retarder la fonte, on peut passer, en vingt-quatre heures, jusqu'à 3 tonnes de minerais, ou trois lits de fusion, qui sont préparés séparément et un peu d'avance.

En bonne allure, on passe, pour 1 tonne de minerais :

De 0,025 à 0,030 de cuivre oxydulé contenant de l'oxyde de fer ;
0,055 à 0,060 de crasses et scories d'affinage ;
0,010 à 0,015 de résidus cuivreux, débris de soles de petit foyer et de fours à manche ;
0,200 à 0,250 de chaux caustique ;
0,500 » de scories contenant des grenailles ou de l'oxydule de cuivre, et provenant du four à manche (1).

Les éléments du lit de fusion, qui varient suivant l'allure du four, sont les scories d'affinage, le minerai oxydulé et la chaux caustique : les deux premiers doivent être considérés comme apportant l'oxyde de fer dans le lit de fusion ; on doit diminuer leur proportion quand le cuivre noir obtenu est trop chargé de fer ; la proportion de chaux caustique doit être augmentée quand les

(1) Pour 1 de minerai renfermant environ 0,40 de gangue argileuse et quartzeuse, on doit fondre de 1,80 à 1,85 de matières diverses.

scories deviennent trop siliceuses et retiennent trop d'oxydule de cuivre à l'état de silicate.

Opération. — Dans le chargement par le gueulard, on jette le lit de fusion contre la warme et le coke contre la poitrine; cependant la séparation ne saurait être bien nette, même dans le haut du four, et le combustible doit se mélanger en partie avec le lit de fusion à mesure que les charges descendent vers la tuyère.

La température est très-élevée devant le nez, où le vent agit directement sur le coke, en produisant de l'acide carbonique; elle diminue progressivement vers le haut du four; le gueulard ne peut pas être maintenu constamment obscur, c'est-à-dire que les gaz sont encore assez chauds pour s'enflammer au contact de l'air.

Dans le creuset se réunissent le cuivre noir et les scories, et leur niveau s'élève progressivement jusqu'à la surface supérieure de la brasque qui limite l'avant-creuset; à partir de ce moment, les scories coulent librement à l'extérieur sous la croûte de scories et de charbon qui ferme l'avant-creuset. Ces scories sont pauvres, et peuvent ordinairement être jetées; cependant on doit toujours les casser au marteau et les soumettre au triage, afin de séparer celles qui tiennent des grenailles. On conserve également, pour repasser dans les lits de fusion, celles qui sont produites dans les dérangements du four.

A la fin de chaque poste on fait couler dans le bassin extérieur le cuivre noir et les scories qui sont dans le creuset; on nettoie, autant que possible, le bas du four; on bouche le trou de coulée avec un tampon d'argile; on couvre l'avant-creuset avec de grosses plaques de scories et du menu coke un peu mouillé, puis on recommence à charger le lit de fusion et le coke.

Dans le bassin, on enlève la scorie qui surnage le cuivre, autant que possible d'un seul morceau, quand elle

est entièrement solidifiée et le cuivre noir encore en fusion parfaite. Le cuivre est ensuite enlevé par rondelles, et celles-ci sont portées à l'atelier d'affinage.

Les scories du bassin de coulée contiennent presque toujours une assez forte proportion de grenailles et d'oxydule de cuivre combiné avec la silice ; elles sont toutes passées dans les lits de fusion.

L'enlèvement du cuivre noir en rondelles détériore beaucoup la brasque du bassin ; il faut la réparer à chaque coulée et la sécher avec des charbons embrasés, avant de faire de nouveau couler le cuivre et les scories; sans cette précaution, l'humidité de la brasque pourrait causer des explosions dangereuses.

La durée des campagnes est un peu variable, mais ordinairement très-longue, de plusieurs mois; cette durée exceptionnelle doit être attribuée à la constance de la composition du minerai et aux soins apportés dans la disposition des lits de fusion.

Les scories obtenues sont très-siliceuses, contiennent de 50 à 55 pour 100 de silice, et corrodent très-peu les parois en briques réfractaires. Pendant la campagne, il faut, assez fréquemment, réparer le creuset et le bas de la poitrine : ces réparations ne causent que de courtes interruptions dans le travail.

Le massif en briques réfractaires s'use lentement au-dessus de la tuyère et sur les deux côtés au même niveau ; la poitrine peu épaisse, refroidie par l'extérieur, n'est en contact qu'avec le combustible, et résiste très-bien pendant toute la campagne.

Les briques qui forment le bas de la poitrine sont cassées assez souvent par les chocs répétés des ringards, introduits dans le four pour détacher les engorgements et faciliter la descente des charges.

L'usure des parois augmente progressivement les di-

mensions intérieures du four au niveau de la tuyère; cette augmentation permet d'abord de passer dans un temps donné une plus forte quantité de minerais; mais, au bout de quelques mois, la capacité intérieure est trop grande, la température s'abaisse notablement; on ne peut plus fondre qu'une quantité de matières de moins en moins grande, et la consommation de combustible augmente de plus en plus jusqu'à la mise hors feu.

Je n'ai pu me procurer des renseignements certains sur les consommations et sur les frais spéciaux et divers; on doit brûler une proportion de coke très-forte; d'abord le coke est le principal réductif, il agit soit par lui-même, soit par l'oxyde de carbone; ensuite on est obligé de ménager la température pour ne pas réduire la totalité de l'oxyde de fer, et, par conséquent, on ne peut fondre en vingt-quatre heures que deux ou tout au plus trois tonnes de minerais, et on n'utilise que très-imparfaitement la chaleur produite par la combustion. Dans la fonte par matte des minerais sulfurés, on cherche à utiliser autant que possible la chaleur produite, le combustible n'agit que très-peu comme réductif; on consomme infiniment moins de coke que dans le traitement des minerais carbonatés.

D'après les notes prises au cours de métallurgie de M. Leplay, à l'Ecole des mines, la consommation du coke à Chessy dépasse 80 pour 100 du poids du minerai fondu.

Réactions chimiques. Je vais maintenant exposer les réactions chimiques principales, et les comparer à celles qui ont lieu dans les réverbères.

Le lit de fusion du four à manche renferme : des oxydes de cuivre libres ou combinés seulement avec l'eau et l'acide carbonique; de l'oxyde de fer, des matières terreuses, argile, quartz et chaux, associées dans des

proportions telles qu'elles puissent former des silicates fusibles par la combinaison de la silice avec l'alumine et la chaux; des silicates contenant comme bases l'oxyde de fer et les oxydes du cuivre; enfin, les scories fusibles, qui sont des silicates d'alumine, de chaux et de protoxyde de fer, renfermant quelques grenailles et une faible proportion d'oxydule de cuivre.

Ces matières ne sont qu'imparfaitement mélangées; elles sont chargées et descendent dans le four parallèlement au coke; ce dernier pénètre jusque dans le creuset et forme, au-dessous de la poitrine, une séparation poreuse entre l'intérieur du four et l'avant-creuset.

La séparation du combustible et du lit de fusion n'est pas nette dans le haut du four, comme je l'ai déjà fait observer, et ces matières doivent se mélanger en partie à mesure qu'elles descendent vers la tuyère; les scories qui se réunissent dans le creuset ne peuvent passer dans l'avant-creuset et couler à l'extérieur qu'en filtrant à travers une certaine épaisseur de coke incandescent, formant pour ainsi dire le prolongement de la poitrine jusqu'au cuivre noir rassemblé au fond du creuset. Le contact des matières avec le combustible doit, par conséquent, avoir une très-grande action, puisqu'il devient plus intime, à mesure que les matières du lit de fusion sont exposées à une température plus élevée; cette action doit être surtout très-grande dans le creuset, dans lequel la scorie produite est en contact parfaitement intime avec le coke.

On voit déjà qu'il y a une grande différence entre le four à manche et le réverbère; dans le premier, le charbon ou le coke agit, par contact, plus énergiquement à mesure que les matières approchent du terme de l'opération; dans le second, le combustible solide n'a plus qu'une action pour ainsi dire insignifiante à

partir du moment où les matières sont entrées en fusion.

L'air est lancé à une pression assez forte pour qu'il soit entièrement et rapidement privé de son oxygène, au moins tant que la marche du four est normale, et que le nez a une longueur assez grande pour conduire directement sur le coke l'air lancé par les soufflets. L'acide carbonique produit devant le nez est assez rapidement décomposé par le coke et transformé presque complétement en oxyde de carbone. Quand le nez est percé, ou trop court, l'air se dissémine irrégulièrement dans les charges, la température n'est plus suffisamment élevée devant la tuyère; elle l'est beaucoup trop dans les parties supérieures; l'opération ne peut plus avoir de régularité.

Dans l'allure normale, les gaz qui s'élèvent dans le four, au-dessus de la tuyère, sont principalement de l'azote et de l'oxyde de carbone; ils échauffent progressivement toutes les matières, le coke et le lit de fusion, en exerçant sur les oxydes une action réductive énergique.

La température reste à peu près constante à chaque niveau, tant que l'allure normale n'est pas dérangée. Cette température s'élève progressivement du gueulard à la tuyère. Au point de vue des réactions chimiques, on peut distinguer trois zones de température croissante, que les matières du lit de fusion traversent successivement.

Dans la première, les minerais perdent l'eau et l'acide carbonique, et sont amenés à une température assez élevée pour que l'oxyde de carbone puisse agir comme réductif.

Dans la seconde a lieu la réduction des oxydes de fer et de cuivre non combinés avec la silice. A ce niveau, les silicates et les scories ne peuvent éprouver aucune action réductive notable, parce qu'ils ne sont pas pénétrés par les gaz, et n'ont pas encore un contact suffisamment intime avec le combustible solide.

Cette action réductive continue dans toute la hauteur du four, dans laquelle la température n'est pas assez élevée pour que les scories entrent en fusion. On peut la régler à volonté, ou du moins la faire varier entre des limites fort écartées, en modifiant les dimensions du four, la grosseur des fragments de coke et celle des morceaux du lit de fusion.

En augmentant la section horizontale du four, on détermine l'abaissement plus rapide de la température dans la hauteur, et, par conséquent, on diminue l'élévation de la zone dans laquelle la température est assez élevée pour la réduction des oxydes métalliques par l'oxyde de carbone.

En chargeant des fragments de coke plus petits, on force les gaz qui s'élèvent dans le four à passer en plus forte proportion à travers les matières du lit de fusion; on augmente, par suite, l'action calorifique et réductive des gaz : l'inverse a lieu quand on charge le lit de fusion en morceaux plus petits, et le coke en plus gros fragments.

Quand l'action réductive est un peu prolongée, on peut obtenir la réduction complète des oxydes de cuivre; mais une grande partie de l'oxyde de fer donne en même temps du fer métallique. La compacité des minerais a nécessairement une grande influence sur la facilité de l'action des gaz : il faut donc régler le mode de chargement et les dimensions du four d'après la compacité, aussi bien que d'après la composition chimique des minerais.

A Chessy, les minerais sont peu compactes, contiennent une faible proportion d'oxyde de fer; la zone de réduction par les gaz doit être très-peu élevée; on obtient aisément la réduction complète de l'oxyde de cuivre, tout en ne ramenant à l'état métallique qu'une partie de l'oxyde de fer.

Plus bas dans le four, la température est assez élevée pour que les scories et silicates de cuivre, chargés dans le lit de fusion, puissent commencer à se ramollir et à fondre; alors les réactions changent beaucoup et deviennent plus complexes. Les silicates absorbent progressivement les oxydes métalliques qui ne sont pas encore réduits, et, par là, les soustraient en partie à l'action ultérieure de l'oxyde de carbone.

L'action des gaz réductifs n'est cependant pas tout à fait nulle sur les silicates produits, parce que le contact avec les gaz a lieu sur toute la surface des gouttelettes. Le coke commence à pouvoir agir sur les matières fondues, mais cette action ne saurait être très-importante, puisqu'elle ne s'exerce qu'à la séparation des deux colonnes, de combustible et de lit de fusion. Les fondants ajoutés sont aussi progressivement absorbés par les scories, et passent à l'état de silicates. Par conséquent, depuis le niveau auquel les scories chargées commencent à fondre jusqu'au niveau de la tuyère a lieu ce qu'on peut appeler la *scorification*, qui fait entrer dans la composition des silicates, non-seulement les fondants, mais encore une partie des oxydes de fer et de cuivre non réduits dans la zone supérieure; l'action réductive continue par les gaz et par le combustible solide, contre-balancée par l'affinité de la silice pour les oxydes, et par l'état physique des matières qui deviennent de plus en plus fluides vers la tuyère. Dans cette partie du four, l'oxydule de cuivre combiné avec la silice peut encore donner du cuivre métallique, mais il ne se forme que très-peu de fer.

Dans la troisième zone, devant la tuyère, l'action réductive est à peu près nulle, la fusion s'achève et les silicates tombent dans le creuset avec le cuivre et le fer amenés à l'état métallique.

Ces matières se séparent progressivement, en raison

de leurs densités différentes ; elles sont en contact assez intime pour que le fer puisse agir très-énergiquement sur le silicate d'oxydule et en précipiter une notable proportion du cuivre. Cette action cesse dès que le cuivre noir s'est rassemblé au fond du creuset. La précipitation du cuivre par le fer est très-utile ; d'abord en ce qu'elle appauvrit les scories qui tombent sous la tuyère, et surtout en ce qu'elle purifie le cuivre noir ; on doit donc chercher à la rendre aussi complète que possible en retardant la séparation des deux matières ; pour cela, on n'a qu'un seul moyen, c'est de ne pas former des scories trop fluides, et d'augmenter la profondeur du creuset. Il faut donc calculer le lit de fusion, la pression et la quantité du vent, de manière que les scories acquièrent juste assez de fluidité pour laisser tomber lentement le cuivre noir, et pouvoir couler d'elles-mêmes à l'extérieur.

Comme la marche de l'opération est continue, les scories qui se rassemblent dans le creuset sont toujours un mélange très-hétérogène : des scories appauvries par le passage du cuivre noir ; des silicates qui passent devant la tuyère et du cuivre noir qui tombe en gouttes : elles sont donc riches en cuivre, et on ne pourrait les sortir du four sans perdre une proportion notable de métal, ou sans les soumettre à un traitement spécial.

La disposition adoptée prévient cet inconvénient ; la colonne de coke pénètre dans le creuset au moins jusqu'à la surface du cuivre noir ; la scorie ne passe dans l'avant-creuset qu'après avoir subi une véritable filtration et l'action réductive du coke.

La scorie de l'avant-creuset ne contient plus qu'une proportion très-faible d'oxydule de cuivre, et, n'étant plus agitée par la chute des matières, comme celle du creuset, elle laisse déposer le cuivre noir qu'elle peut

encore retenir. Dans cette séparation, le fer du cuivre noir achève d'appauvrir les scories.

Les dimensions de l'avant-creuset sont limitées par la condition que la scorie reste encore assez fluide pour couler par-dessus la brasque.

L'action du coke sur le silicate de cuivre est moins énergique que celle du fer métallique; aussi doit-on considérer comme principal agent d'appauvrissement des scories qui tombent sous la tuyère, le fer amené à l'état métallique par les réactions qui ont lieu dans la partie supérieure du four.

Les scories finales ne peuvent être pauvres en cuivre que si cet agent de réduction est en excès notable, et, dans ce cas, il en reste une forte proportion dans le cuivre. Dans le four à manche, l'action réductive est plus énergique que dans le four à réverbère ; les scories peuvent être obtenues plus pauvres, mais le cuivre noir est toujours chargé de fer.

Par conséquent, si on fait abstraction des considérations économiques, du prix de la main-d'œuvre et des combustibles, le réverbère conviendrait bien mieux que le four à manche pour le traitement des minerais contenant beaucoup d'oxyde de fer.

§ 4.

Traitement des minerais pauvres. — Méthode de Perm (Oural[1]).

On exploite en un grand nombre de points, à l'ouest de l'Oural, des grès imprégnés de minerais de cuivre : cuivres carbonatés vert et bleu, cuivre oxydulé, cuivre

[1] Les détails que je donne sur la méthode de Perm sont tirés des notes prises au cours de métallurgie de M. Leplay, à l'Ecole impériale des mines.

natif, et même cuivre sulfuré. Ils ne renferment pas la plus faible trace d'arsenic et d'antimoine; la teneur des minerais envoyés aux usines varie entre 1 1/2 et 5 pour 100.

Les minerais sont traités par fusion dans plusieurs usines, qui toutes suivent à peu près la même méthode. Le pays est couvert de forêts de pins, sapins, trembles, etc., tous bois légers, qui donnent du charbon pesant en moyenne 150 kilogrammes par mètre cube.

Le prix du charbon est très-bas : de 9 à 10 francs la tonne; c'est à cette circonstance exceptionnelle qu'on doit de pouvoir traiter par voie sèche des minerais aussi pauvres. La main-d'œuvre et les fondants ne coûtent presque rien, et les cours d'eau fournissent la force motrice nécessaire aux soufflerie.

Exposé de la méthode. — Les minerais sont fondus avec addition de dolomie, de scories, et de tous les résidus cuivreux, dans des fourneaux très-élevés, disposés jusqu'à un certain point comme de véritables hauts fourneaux.

Les matières sont chargées comme dans les fours à manche de Chessy : le lit de fusion contre la warme, le charbon contre la poitrine; le pouvoir réductif est assez énergique pour ramener à l'état métallique la totalité de l'oxyde de cuivre et de l'oxyde de fer. Les scories produites sont des silicates à bases de chaux, de magnésie et d'alumine; elles ne retiennent qu'une très-faible proportion de cuivre à l'état de grenailles.

Le fer amené à l'état métallique se combine avec le carbone. Dans le creuset, on obtient en même temps de la fonte et du cuivre noir. Ces deux produits ne sont pas nettement séparés dans la première fusion; le cuivre est très-chargé de fer, la fonte contient à l'état de mélange une assez grande quantité de cuivre.

La fonte est soumise à une seconde fusion dans un cubilot; en maintenant les métaux en fusion tranquille pendant un certain temps, on détermine une séparation plus nette de la fonte et du cuivre; on obtient une nouvelle quantité de cuivre noir très-chargé de fer et de la fonte à peu près pure, qui peut être utilisée pour le moulage.

Le cuivre noir ferreux est affiné dans le four hongrois: les lingots qui en proviennent sont soumis au raffinage au petit foyer.

L'affinage et le raffinage donnent des crasses, des scories, des débris de sole et de fours, riches en cuivre: ces divers produits sont passés dans la première fonte.

Disposition de l'usine Matériel.

Je prendrai pour exemple une usine dans laquelle on peut traiter annuellement 6,300 tonnes de minerais.

Elle comprend :

Six demi-hauts fourneaux élevés de 5 mètres, et un cubilot;

Un four d'affinage hongrois et deux petits foyers;

Une soufflerie composée de quatre cylindres en fonte, avec un réservoir d'air à pression constante;

Des halles à charbon, des magasins pour le cuivre produit, les outils, etc.;

Une maison d'habitation pour le directeur et les employés, les bureaux et les dépendances.

L'usine est construite dans une vallée, dont le cours d'eau donne la force motrice. Les six fourneaux, réunis deux à deux en trois massifs, sont rangés sur une même ligne et adossés au flanc de la montagne.

Au niveau des gueulards sont les dépôts de minerais et les halles à charbon; les aires, pour la préparation des lits de fusion, sont reliées aux gueulards par trois ponts en bois.

La plus grande partie des minerais, du fondant et des combustibles, est amenée par la rivière ; on les élève du quai au niveau supérieur sur un plan incliné.

Une seule machine soufflante sert pour tous les fourneaux, le cubilot et les fours d'affinage et de raffinage. Elle se compose de quatre grands cylindres en fonte à double effet, lançant l'air dans un réservoir en tôle, dans lequel on maintient la pression entre $0^m,03$ et $0^m,04$ de mercure.

La roue hydraulique qui donne le mouvement aux pistons a environ 40 chevaux de force, et la soufflerie pourrait fournir aisément 60 mètres cubes d'air par minute, à la pression de $0^m,04$.

Demi-hauts fourneaux. — Chacun des massifs de deux fourneaux est surmonté par une cheminée assez élevée, dont le seul but est de conduire les gaz et les flammes à une hauteur assez grande pour qu'on n'ait pas à craindre l'incendie. Les figures 3, 4, 5, pl. I, représentent les coupes verticales et horizontales de l'un des deux fourneaux.

La poitrine est plane et verticale ; les trois autres côtés ont une double inclinaison, en sorte que le vide intérieur a un ventre comme les hauts fourneaux.

Les dimensions principales sont les suivantes :

Au gueulard....	$0^m,65$ sur $0^m,63$
Au ventre.....	$1^m,35$ — $1^m,30$
A la tuyère. ...	$0^m,60$ — $0^m,80$
Hauteur du gueulard au-dessus du ventre..	$3^m,40$
Hauteur du ventre au-dessus de la tuyère..	$1^m,60$

Le creuset est garni avec de la brasque fortement tassée, et formée d'un mélange de :

6	parties	quartz pulvérisé ;
3	—	argile réfractaire ;
2	—	charbon.

Le point le plus bas est à $0^m,30$ sous la poitrine, et à $0^m,70$ au-dessous de la tuyère. L'avant-creuset est prolongé de $0^m,30$ en avant de la poitrine, et la brasque est maintenue par trois murs en briques à un niveau très-peu supérieur au point le plus bas de la poitrine.

La chemise en briques réfractaires est comprise entre trois murs en maçonnerie ordinaire, de 1 mètre d'épaisseur ; le vide intérieur a 2 mètres sur $2^m,10$, et les parois sont verticales. La poitrine a seulement $0^m,22$ d'épaisseur ; la partie inférieure à la tuyère est formée par des plaques de fonte épaisses de $0^m,10$; la partie supérieure est maintenue par un mur en briques de $0^m,40$, terminé par une voûte élevée de $2^m,30$ au-dessus de la brasque de l'avant-creuset.

La brasque et l'appareil réfractaire reposent sur une *pierre de fond*, dont les dimensions sont : $1^m,35$ sur $2^m,35$; son épaisseur est de $0^m,50$; elle est placée sur des murs en maçonnerie ordinaire présentant des canaux pour le dégagement de l'humidité.

Le terrain étant très-peu solide, tout le massif porte sur des dalles placées sur les têtes de très-longs pilots reliés par des cadres en bois.

La tuyère unique est en tôle et à eau ; l'œil de la buse a $0^m,04$ de diamètre.

Les armatures sont en fer ; comme leur disposition ne présente aucune particularité, je n'ai pas cru nécessaire de les tracer sur les figures. Je n'ai pas indiqué non plus la cheminée commune aux deux fourneaux, ni la plate-forme de chargement au niveau du gueulard.

Le bassin de coulée est fait avec de la brasque dans le sol même de l'usine, à l'angle des murs de l'avant-creuset et du massif. Le canal de coulée est ménagé dans la brasque et dans le mur de l'avant-creuset ; il vient

aboutir sous la poitrine ; l'orifice est fermé pendant le travail avec un tampon d'argile réfractaire.

Cubilot. — Un seul cubilot suffit aisément pour la seconde fusion de la fonte cuivreuse, produite par les six demi-hauts fourneaux. Je n'ai pas besoin de décrire sa disposition, qui est identique à celle des cubilots employés dans la métallurgie du fer.

Four d'affinage hongrois (pl. I, fig. 6 et 7). — Le four employé pour l'affinage du cuivre noir est un réverbère sans cheminée, et dont la voûte est très-élevée au-dessus de la sole.

La grille est formée par des arceaux en briques réfractaires, larges de $0^m,11$, espacés de $0^m,07$; le cendrier a $0^m,75$ de hauteur ; le foyer a 2 mètres sur $0^m,95$; la voûte est à $0^m,75$ au-dessus de la grille ; l'ouverture pour les flammes a $1^m,25$ sur $0^m,50$; le pont a $0^m,40$ de longueur.

La sole est elliptique, et son grand axe est parallèle à la longueur du foyer, $2^m,85$ sur $1^m,75$.

A l'extrémité du grand axe sont deux tuyères écartées de $0^m,66$, élevées de $0^m,20$ au-dessus du pont.

La porte de travail est à l'autre extrémité du grand axe ; elle a $0^m,30$ à l'intérieur, et $0^m,75$ à l'extérieur

Deux ouvertures servent à la coulée du cuivre ; elles sont placées sur la face opposée au foyer, écartées de $1^m,25$; leur position est indiquée par la figure 7, pl. I. Elles ont $0^m,20$ de largeur et $0^m,40$ de hauteur. Elles sont bouchées en partie pendant le travail avec de la brasque qu'on enlève pour la coulée.

La voûte est très-élevée : $1^m,40$ au centre du four ; elle présente vers le milieu une grande ouverture circulaire de $0^m,65$ de diamètre, fermée par un chapeau en briques réfractaires.

Les briques sont maintenues par un cadre en fer, muni

de quatre anneaux ; on manœuvre ce chapeau comme celui d'un four de coupelle, au moyen de quatre chaînes et d'une petite grue.

Une seconde ouverture *b* est ménagée sur le côté de la voûte, et en face du foyer ; elle a $0^m,35$ de côté ; on la bouche pendant le travail avec une porte en briques ; elle sert seulement vers la fin de l'opération pour la sortie des flammes pendant la coulée du cuivre.

A l'extérieur du four, les trois bassins de réception du cuivre affiné sont creusés dans une masse de brasque maintenue par des murs en briques ; les bassins ont $0^m,90$ de diamètre, et $0^m,40$ de profondeur ; on a soin de bien sécher la brasque avec des charbons allumés, qu'on retire seulement à l'instant de faire la coulée. Les rigoles par lesquelles le cuivre se rend dans les bassins sont représentées dans la figure 7.

Le four est construit en briques réfractaires entourées d'un massif en briques ordinaires ; un intervalle de $0^m,04$ est ménagé entre les deux maçonneries, et garni avec du sable et des fragments de briques ; des armatures en fer maintiennent solidement la construction. Je n'ai pas jugé nécessaire de représenter sur les figures les armatures et l'intervalle entre le massif extérieur et les briques réfractaires.

La sole est en brasque, composée de parties égales d'argile, de sable et de charbon ; la surface présente une inclinaison très-faible et presque constante vers les deux orifices de coulée ; auprès du pont, la brasque commence à $0^m,10$ en contre-bas du niveau du pont ; aux deux portes de coulée, elle est seulement à $0^m,25$ au-dessous de ce niveau ; de ce côté son épaisseur est de $0^m,35$.

La brasque est portée sur une triple assise de briques, au milieu desquelles sont ménagés des canaux pour le

dégagement de l'humidité. Toute la construction est élevée sur une fondation en maçonnerie appuyée sur des pilots.

Au-dessus des deux portes de coulée, une hotte en tôle sert à conduire hors de l'atelier les flammes et les fumées qui sortent par ces deux portes pendant la durée de l'opération.

Petit foyer de raffinage (pl. I, fig. 8 et 9). — Le bassin dans lequel se fait le raffinage du cuivre a la forme d'une calotte sphérique de $0^m,65$ de diamètre, et $0^m,30$ de profondeur ; il est creusé dans de la brasque très-fortement tassée entre quatre murs en briques ; l'espace rempli par la brasque a $1^m,65$ sur $1^m,50$, et $0^m,60$ de profondeur ; le petit foyer est adossé contre un mur très-épais, traversé par la buse, qui lance dans le bassin l'air nécessaire à la combustion du charbon. La tuyère est remplacée par une voûte assez élevée pour qu'on puisse à volonté faire varier la position et l'inclinaison de la buse, suivant les besoins de l'opération.

Les trois petits murs qui soutiennent la brasque en avant de la tuyère sont garnis de plaques de tôle, qui préservent les briques du choc des ringards ; leur élévation au-dessus du sol de l'atelier est de $0^m,70$.

La brasque est portée sur trois assises de briques, dans lesquelles sont ménagés les canaux nécessaires au dégagement facile de l'humidité. Toute la construction repose sur une fondation en maçonnerie.

Le personnel de l'usine est assez nombreux. Personnel.

Chaque demi-haut fourneau exige 6 ouvriers.

Le cubilot n'est en activité que pendant une partie de l'année et ne demande pas d'ouvriers spéciaux ; le travail est fait par ceux des fondeurs qui sont libres par suite des réparations aux demi-hauts fourneaux.

Le four d'affinage emploie 4 ouvriers.

Les deux fours de raffinage ne sont pas constamment en activité, et n'occupent que 2 hommes.

Il faut, en outre, 12 manœuvres et 4 chevaux pour les transports divers.

En somme, 54 ouvriers pour toute l'usine.

La direction et la surveillance comprennent :

1 directeur, 1 sous-directeur, 1 comptable et 1 commis ;

1 maître fondeur, 1 maître affineur, 2 surveillants et 1 garde-magasin.

Travail aux demi-hauts fourneaux.

Lit de fusion. — Les minerais provenant des différentes exploitations sont associés pour les lits de fusion dans la proportion des approvisionnements de l'usine; tous sont à gangue de quartz et d'argile ferrugineuse, et leur teneur en cuivre est peu variable ; on peut admettre en moyenne 3 pour 100. On ajoute comme fondant 30 pour 100 de dolomie, et une très-petite quantité de scories, crasses et résidus cuivreux provenant de l'affinage et du raffinage. Ces produits du traitement sont nécessairement en faible proportion, parce que les minerais sont très-pauvres. On ajoute, pour faciliter la fusion, des scories de l'opération elle-même, de 20 à 25 pour 100, suivant l'allure des fourneaux.

Ces matières diverses sont disposées par couches très-minces sur une aire spéciale, à proximité des gueulards; chaque lit contient environ 1 tonne de minerai ; on passe dans un fourneau, et en vingt-quatre heures, de trois à quatre lits, tant que l'allure demeure régulière.

Mise en feu. — La mise en feu d'un fourneau nouvellement construit demande de grandes précautions ; il faut sécher très-lentement les deux massifs, et porter progressivement le creuset et la partie inférieure du fourneau à la température élevée qu'ils doivent avoir pendant le travail normal.

On laisse d'abord sécher à l'air pendant quinze jours; ensuite on bouche la tuyère, on place dans le creuset du charbon de bois allumé, et on charge peu à peu du charbon noir par le gueulard; tous les jours, on élève davantage le niveau du charbon dans le fourneau; il doit être au ventre seulement après une semaine.

On commence alors à charger une petite quantité de scories, et alternativement des scories et du charbon, ce dernier contre la poitrine; on débouche la tuyère, on met la buse en place, et on donne le vent.

Quand les premières scories arrivent devant la tuyère, la température doit être assez élevée pour que les scories soient en fusion presque fluide; on règle alors la quantité de vent lancé, de manière que le nez puisse se former et se maintenir à la longueur d'environ $0^m,15$.

Dès que le nez est bien formé, on commence à charger le lit de fusion contre la warme, et le charbon contre la poitrine, en augmentant peu à peu la proportion du lit de fusion, et en élevant progressivement jusqu'au gueulard le niveau des matières chargées dans le fourneau.

On augmente en même temps la quantité de vent jusqu'à 7 et 8 kilogrammes d'air par minute. La pression du vent est constante, ou du moins ne peut varier qu'entre des limites très-rapprochées, parce que le même réservoir d'air sert pour tous les fours; la pression varie entre $0^m,035$ et $0^m,040$ de mercure.

Il faut environ quinze jours pour porter le fourneau à son allure normale; on peut ensuite le maintenir en bonne marche pendant cinq à six semaines, quand les fondeurs apportent assez de soins dans le chargement et les coulées pour éviter les engorgements.

Les parois du fourneau sont rongées assez rapidement au niveau de la tuyère; le vide intérieur augmente tous les jours; on met hors feu quand ses dimensions sont

devenues tellement grandes, que la chaleur n'est plus assez forte pour fondre rapidement les matières qui passent devant la tuyère.

Travail normal. — On charge par le gueulard, à des intervalles réguliers, d'heure en heure, environ 200 kilogrammes de lit de fusion, et 89 ou 90 kilogrammes de charbon. Le maître fondeur indique les variations qu'il faut apporter dans ces proportions, d'après la nature et la fluidité des scories obtenues; c'est en général le poids du charbon qu'il faut faire varier.

Au creuset, le fondeur doit maintenir le nez dans les dimensions convenables, ce qui présente de grandes difficultés, surtout quand la warme est rongée un peu au-dessus de la tuyère, parce qu'alors les matières descendent moins régulièrement dans le creuset.

L'ouverture de l'avant-creuset devant la poitrine est fermée par des plaques de scories et du menu charbon; les matières fondues, cuivre noir, fonte, scories, doivent rester en fusion parfaite, et se séparent assez rapidement en raison de leurs densités différentes. Dès que le niveau de ces matières est suffisamment élevé, les scories passent par-dessus la brasque de l'avant-creuset et s'étendent sur le sol de l'usine. On doit faire couler les métaux dans le bassin extérieur, un peu avant que leur surface n'atteigne le bas de la poitrine. Les intervalles entre les coulées devraient varier avec les quantités de lit de fusion passées dans un jour, mais, pour apporter de la régularité dans le travail des ouvriers, on fait une coulée à la fin de chaque poste, sans attendre que les métaux s'élèvent dans le creuset jusqu'à la poitrine.

Pour la coulée, on arrête le vent; on perce avec un ringard pointu, et à coups de masse, le tampon d'argile qui ferme l'ouverture du canal dans le creuset. Le cuivre

noir, la fonte et les scories coulent dans le bassin ; on bouche l'orifice avec un nouveau tampon d'argile un peu humide ; on enlève les scories qui couvrent l'avant-creuset, et on nettoie autant que possible l'intérieur du creuset ; on cherche à maintenir à la surface de la brasque sa forme et son inclinaison ordinaires ; on facilite la descente du charbon avec un ringard courbe ; enfin on donne de nouveau le vent, et on ferme l'avant-creuset avec de nouvelles plaques de scories et du menu charbon.

Dans le bassin, on enlève d'un seul morceau la scorie qui recouvre les métaux ; elle est mise de côté pour être repassée dans les lits de fusion, parce qu'elle contient presque toujours des grenailles.

La fonte est enlevée par rondelles, et celles-ci sont de suite cassées au marteau. Le cuivre noir est puisé à la cuiller et versé dans des moules en fonte.

Les scories sont des silicates multiples, renfermant environ 54 à 56 pour 100 de silice : les bases sont : la chaux, la magnésie, l'alumine, l'oxyde de fer et l'oxyde de manganèse ; elles ne contiennent pas d'oxydule de cuivre ; leur teneur en métal dépend de la proportion des grenailles qu'elles renferment. Les scories qui coulent par-dessus la brasque de l'avant-creuset n'en contiennent presque pas, et leur teneur en cuivre ne dépasse pas 0,003 ; ce sont les scories les plus pauvres de toutes les usines à cuivre connues.

Les scories qui coulent dans le bassin contiennent toujours des grenailles, mais il n'en résulte aucune perte en cuivre, puisque ces scories sont repassées dans les lits de fusion.

La fonte contient une proportion de cuivre très-variable ; elle ne dépasse pas 3 pour 100 quand le fourneau est en bonne allure, et que les deux métaux sont

assez fluides pour se séparer un peu nettement dans le bassin extérieur. La proportion de cuivre contenue dans la fonte est au contraire assez grande vers la fin de la campagne, quand les deux métaux ne coulent que difficilement hors du creuset.

Le cuivre noir est assez impur, et ne contient pas, en général, plus de 90 pour 100 de cuivre; les matières étrangères qu'il renferme sont principalement le fer et le carbone. Il contient très-rarement du soufre, même quand les minerais traités renferment encore une certaine proportion de pyrites de cuivre incomplétement altérées par les agents atmosphériques; le soufre se partage entre la fonte et le cuivre noir, et ne persiste dans les deux métaux qu'en proportion insignifiante.

Mise hors feu. — Quand les parois du fourneau sont trop profondément rongées au niveau de la tuyère, la consommation de charbon augmente dans une énorme proportion, et cependant il est difficile d'amener les scories et les deux métaux au point convenable de fluidité. On doit mettre hors feu, afin de reconstruire la partie usée de l'appareil réfractaire : on diminue peu à peu la quantité de lit de fusion, et on laisse descendre le niveau des charges jusque vers le milieu de la hauteur du fourneau : on charge alors pendant un jour entier des scories seules, en maintenant toujours la séparation entre les matières chargées et le charbon. Enfin on cesse de charger et on continue à lancer le vent, jusqu'à ce que les dernières scories aient passé devant la tuyère.

Le but de cette fonte des scories à la fin de la campagne est de nettoyer le fourneau et de faire tomber dans le creuset tout le cuivre adhérent aux parois : son utilité n'est pas très-évidente, car le triage des maté-

riaux provenant de la démolition de l'appareil réfractaire n'exigerait qu'un bien petit nombre de journées de main-d'œuvre.

Réactions. — Les réactions chimiques qui se passent dans les fourneaux des usines de Perm sont à peu près celles que j'ai exposées en parlant de la méthode de Chessy ; je n'aurai donc pas besoin d'entrer dans de longs détails à ce sujet.

Dans la partie supérieure du fourneau, la température est assez élevée pour que l'oxyde de carbone puisse réduire complétement l'oxyde de cuivre et une forte proportion de l'oxyde de fer du lit de fusion. Au-dessous du ventre seulement, les scories peuvent fondre et absorber peu à peu l'oxyde de manganèse, l'oxyde de fer non réduit et les matières terreuses. Vers la tuyère, les scories entrent en pleine fusion, le fer en excès se carbure et passe à l'état de fonte.

Dans le creuset, les matières diverses se séparent en raison de leurs densités différentes, et l'action du fer métallique achève d'enlever à la scorie produite l'oxydule de cuivre qu'elle peut retenir encore, et qui provient des scories d'affinage du lit de fusion.

Ces réactions sont celles des fours de Chessy, avec la différence d'une action réductive et carburante beaucoup plus énergique.

La petite proportion de pyrites que renferment parfois les minerais n'exerce qu'une influence très-faible : les sulfures de fer et de cuivre arrivent presque inaltérés jusqu'au ventre du fourneau ; au-dessous de ce point ils agissent sur l'oxydule de cuivre des scories plus énergiquement encore que le fer métallique : quand les pyrites sont en proportion un peu forte, l'excès se répartit entre la fonte et le cuivre noir ; la présence du soufre dans la fonte peut être un inconvénient ; dans le

cuivre noir le soufre facilite beaucoup l'affinage, comme je l'indiquerai plus loin.

Considérations économiques. — Pour faire apprécier les résultats obtenus dans le demi-haut fourneau de Perm, je prendrai pour exemple une campagne de quarante jours, qui représente assez bien le travail d'une année entière; je regrette beaucoup de ne pas pouvoir exposer des chiffres relevés sur les registres des usines, qui seuls pourraient permettre d'évaluer les avantages et les inconvénients de la méthode.

Dans un demi-haut fourneau et dans la campagne de quarante jours, on a fondu 131 tonnes de minerais, en employant ou consommant;

Dolomie, 39,300 kilogrammes, à 10 francs la tonne..	393 fr.	» c.
Charbon de bois pour le travail normal, 78,600 kilogrammes, à 9 fr. 10 c.....	715	26
Charbon de bois pour l'allumage et la fonte des scories, 13,500 kilogrammes, à 9 fr. 10 c.....	119	20
Main-d'œuvre, ouvriers spéciaux, 240 journées, à 1 franc.....	240	»
Manœuvres, 40 journées, à 80 centimes.....	32	»
Chevaux, outils, réparations et frais divers.....	385	»
Frais spéciaux de la campagne.....	1,884 fr.	46 c.

Produits : Cuivre noir..... 4,200 kilogrammes.
Fonte cuivreuse... 3,200 —

Chaque fourneau peut faire huit campagnes dans l'année; par conséquent, en supposant le travail aussi actif que possible, l'usine possédant six fourneaux peut traiter dans une année environ 6,300 tonnes, en produisant :

Cuivre noir..... 205 tonnes.
Fonte cuivreuse..... 155 —

Les nombres précédents permettent de calculer les

frais et les consommations relatifs à 1 tonne de minerai :

Dolomie, 0t,300	3 fr.	» c.
Charbon, 0t,700	6	37
Main-d'œuvre, 2j,137	2	07
Chevaux, outils, réparations et frais divers	2	94
Frais spéciaux relatifs à 1 tonne de minerai.	14 fr.	38 c.

Produits obtenus : Cuivre noir..... 0t,032
Fonte cuivreuse..... 0t,024

Les frais sont peu élevés, mais cela provient du bas prix de la main-d'œuvre et du combustible ; si l'on devait payer, comme en France, la journée de l'ouvrier 2 fr. 50 c., et le charbon de bois 80 francs la tonne, les frais spéciaux seraient de 67 fr. 28 c. pour une tonne de minerai, et dépasseraient à eux seuls la valeur des produits métalliques.

Seconde fusion de la fonte cuivreuse.

La fonte obtenue des demi-hauts fourneaux contient une proportion de cuivre assez forte pour qu'on ait intérêt à faire la séparation des deux métaux par une seconde fusion.

La fonte cassée en morceaux est chargée avec du charbon de bois dans un cubilot de 2 mètres de hauteur, et l'opération est conduite comme s'il s'agissait du moulage : quand on a fondu une tonne, on ne charge plus que du charbon, et on maintient les métaux en fusion tranquille pendant une heure : la séparation peut alors s'effectuer plus nettement, et on fait couler successivement le cuivre noir dans un bassin en brasque, et la fonte dans des poches de moulage.

L'opération est discontinue, et on compte vingt-quatre heures pour la seconde fusion de 1 tonne de fonte cui-

vreuse ; on brûle environ 500 kilogrammes de charbon de bois.

Le cuivre noir obtenu est très-chargé de fer et ne contient pas plus de 80 pour 100 de cuivre pur ; la fonte retient encore un peu de cuivre, et peut très-bien servir au moulage des pièces et objets qui n'exigent pas une grande résistance.

Les frais spéciaux sont évalués à 9 fr. 15 c. par tonne de fonte.

Main-d'œuvre, 4 journées, à 1 franc.....	4 fr.	» c.
Charbon, 0t,500, à 9 fr. 10 c.....	4	55
Outils, réparations et frais divers.....	1	»
Frais speciaux.....	9 fr.	15 c.

Soit, par tonne de minerai :

Main-d'œuvre, 0t,096.....	0 fr.	096
Charbon, 0t,012.....	0	109
Outils, réparations et frais divers.....	0	024
	0 fr.	229

On retire par cette opération environ 9 tonnes de cuivre noir des 135 tonnes de fonte cuivreuse produites dans l'année entière : on a donc pour l'affinage 214 tonnes de cuivre très-ferreux, ce qui porte à 0,034 le rendement du minerai.

On obtient dans l'année 145 tonnes de fonte propre au moulage, dont la valeur peut être comptée comme bénéfice pour l'usine : ce chiffre répond à 0,023 de fonte pour 1 de minerai.

Affinage du cuivre noir.

L'affinage du cuivre noir se fait dans le four hongrois, précédemment décrit (pl. I, fig. 6 et 7). — Je vais d'abord exposer le travail d'une opération entière, je cher-

cherai ensuite à faire comprendre les réactions chimiques qui déterminent la purification du cuivre : elles diffèrent notablement de celles qui se passent dans l'affinage au réverbère.

Opération. — On commence par réparer la sole en bouchant avec de l'argile les cavités qui ont pu se former dans l'opération précédente ; on élève contre les portes de coulée les digues en brasque, jusqu'au niveau du pont ; la réparation des bassins extérieurs n'est faite qu'un peu plus tard.

Pendant le temps nécessaire à la coulée et aux réparations, le four se refroidit au-dessous du rouge sombre : on introduit les lingots par la porte de travail *d*, en plaçant chacun d'eux sur un long ringard plat, qui appuie sur un rouleau en fer, fixé aux armatures de la porte, et le déposant avec précaution sur la sole. Les lingots sont disposés les uns sur les autres avec symétrie, et on a soin de laisser entre eux des espaces assez grands pour que les flammes du foyer puissent atteindre facilement tous les lingots.

La charge est de 3,200 kilogrammes : ce chiffre ne peut être constant, parce que les lingots n'ont pas tous exactement le même poids : le chargement exige environ deux heures ; quand il est terminé, le four est complétement froid.

On rallume le feu et on le pousse assez activement, jusqu'à ce que le cuivre commence à entrer en fusion, c'est-à-dire pendant six heures environ.

A partir de ce moment, on règle le chargement du bois sur la grille, de manière à maintenir la température à peu près stationnaire, et à faire fondre le cuivre en six heures. Quand toute la charge est portée au rouge, on met les buses en place et on lance dans le four une petite quantité d'air, environ 2 kilogrammes par minute,

à la pression de $0^m,035$ de mercure. Pour éviter le refroidissement du métal par le contact du vent, lancé par les buses avec une pression aussi grande, on a soin, pendant le chargement, d'écarter les lingots des tuyères; les plus rapprochées des buses en sont éloignées de $0^m,60$.

La fusion du cuivre se fait ainsi très-lentement et dans une atmosphère oxydante : quand elle est à peu près terminée, on cesse de donner du vent par les buses, et on charge par la porte de travail 400 kilogrammes de minerais pyriteux : ils proviennent du triage des minerais apportés à l'usine; on met de côté pour l'affinage ceux qui contiennent des pyrites peu altérées; ils sont, du reste, très-pauvres en cuivre, et n'en contiennent pas plus de 5 pour 100 : c'est pour ce motif qu'on est obligé d'en employer un poids aussi considérable. Ce chargement refroidit notablement le cuivre, qui devient pâteux; en cet état, il est possible de mélanger à l'aide d'un ringard les minerais avec le métal et les oxydes produits pendant la fusion.

On ferme la porte de travail et on pousse le feu, mais sans donner le vent : il se forme bientôt des scories assez fluides, grâce au quartz et à l'argile des minerais; on les laisse dans le four pendant trois heures, ensuite on les enlève par la porte du fond, en les tirant avec un rable en bois, à manche en fer : c'est tout simplement une bûche au milieu de laquelle on a piqué un ringard pointu.

Dès que le bain métallique est bien découvert, on donne le vent, en inclinant les buses de manière que l'air lancé puisse atteindre la majeure partie de la surface.

Sous l'influence de cette action très-énergique, l'oxydation des métaux continue activement, et il se pro-

duit de nouvelles scories, qui sont enlevées presque immédiatement.

Le maître affineur reconnaît à l'aspect et à la couleur des scories que l'opération approche de son terme, c'est-à-dire que la presque totalité du fer a été scorifiée ; il arrête le vent et pousse vivement le feu. Il se produit bientôt un bouillonnement assez fort dû au dégagement de l'acide sulfureux : quand il est apaisé, l'affineur prend des essais avec une poche en fer garnie d'argile à l'intérieur ; il laisse refroidir lentement chaque essai, examine la surface, puis casse le lingot en deux parties.

La couleur du cuivre à la surface et à la cassure indiquent nettement le degré d'avancement de l'affinage : le cuivre est complétement débarrassé de fer et de soufre, quand il contient une notable proportion d'oxydule en dissolution, ce que l'affineur reconnaît à la couleur *rouge* de l'essai.

Quand le point convenable a été atteint, les ouvriers préparent la coulée. On enlève le charbon allumé maintenu pendant plusieurs heures d'avance dans les trois bassins pour les sécher : on ouvre l'orifice *b* de la voûte, afin de donner une issue aux flammes ; on pratique dans les deux digues en brasque qui ferment incomplétement les portes *c*, *c*, les rigoles qui viennent aboutir au point le plus bas de la sole ; elles doivent être terminées toutes les deux au même moment. Le cuivre coule rapidement dans les trois bassins ; on nettoie la sole aussi bien que possible avec un ringard introduit par la porte de travail, et on laisse refroidir le four pendant tout le temps nécessaire à l'enlèvement du cuivre contenu dans les bassins.

Il faut de cinq à six heures pour la dernière période de l'affinage ; elle commence au moment où on donne

le vent, après l'enlèvement des scories, et se termine à la coulée.

Dans les bassins, le cuivre est puisé à la cuiller et versé dans des petites lingotières en fonte. L'opération doit être conduite très-vivement, afin que le métal ne se solidifie pas avant le moulage des derniers lingots ; elle doit durer au plus une demi-heure.

Personnel. — L'opération entière dure un peu plus de vingt-quatre heures, et pendant ce temps le nombre d'ouvriers occupés est très-variable : il faut dix hommes pour la coulée, le moulage en lingots et le chargement ; il en faut deux pour le chargement des minerais et l'enlèvement des scories : un chauffeur suffit parfaitement pour conduire le feu pendant tout le reste de l'opération. En somme, on compte six journées de main-d'œuvre pour l'affinage de 3,200 kilogrammes de cuivre noir.

Réactions principales. — Le cuivre noir soumis à l'affinage contient de 12 à 15 pour 100 de carbone et de fer ; on cherche à oxyder le fer et le carbone en faisant passer le moins possible de cuivre dans les scories : à cet effet, on commence par faire fondre très-lentement le métal impur dans une atmosphère oxydante ; on brûle la plus grande partie du carbone, et on oxyde une certaine proportion du fer et du cuivre.

Quand la fusion est à peu près complète, on diminue, autant que le permet la nature du combustible, l'action oxydante, en cessant de lancer de l'air dans le four, et on charge des minerais pyriteux, c'est-à-dire des sulfures de fer et cuivre, et des fondants siliceux.

Les gangues du minerai servent à scorifier les oxydes de fer et de cuivre produits pendant la fusion, l'excès de soufre des pyrites forme avec les métaux des protosulfures de fer et de cuivre.

Tous ces composés, oxydes, silicates et protosulfures,

restent longtemps à l'état de mélange, et pendant ce temps exercent les uns sur les autres des réactions assez vives.

Le quartz et l'argile se combinent progressivement avec les oxydes pour former les silicates; le sulfure de fer agit sur l'oxydule de cuivre libre ou combiné avec la silice, en produisant du protoxyde de fer qui est promptement scorifié et du soufre, lequel se combine, au moins en grande partie, avec le cuivre métallique : l'action du protosulfure de fer équivaut donc à peu près à une double décomposition. Le protosulfure de cuivre est décomposé seulement vers la fin de l'opération par l'oxydule de cuivre en excès, et donne de l'acide sulfureux et du cuivre métallique. Cette dernière action n'a lieu qu'après la scorification complète du fer, et produit un bouillonnement qui indique la fin de l'affinage.

L'introduction des pyrites sert à ramener à l'état métallique une partie du cuivre oxydé pendant la fusion, que, sans cette addition, on serait obligé de scorifier en totalité. Les pyrites diminuent donc beaucoup la perte en cuivre que causerait l'affinage fait par les méthodes ordinaires.

Le sulfure de fer se dissout assez bien dans la scorie, et peut, en raison de cette propriété, continuer son action sur le silicate d'oxydule de cuivre longtemps après que la fluidité du cuivre et des scories est devenue assez grande pour permettre leur séparation nette.

On ne doit donc enlever les scories que quand on suppose son action terminée; à Perm, une longue expérience a indiqué qu'il fallait à peu près trois heures pour l'achèvement des réactions, depuis le chargement des pyrites jusqu'à l'enlèvement des scories.

Dans la dernière période de l'affinage, le cuivre contient encore un peu de fer et une notable proportion de

soufre : on doit chercher à le purifier par oxydation, et pour cela on lance du vent à la surface : l'oxydule de cuivre produit se dissout dans le métal, oxyde les dernières traces de fer et réagit sur le sulfure en produisant de l'acide sulfureux, et le bouillonnement dont j'ai parlé ci-dessus. Les réactions sont ensuite identiques avec celles que j'ai précédemment exposées en décrivant l'affinage à l'usine de Détroit.

Considérations économiques. — L'usine considérée produisant dans l'année 214 tonnes de cuivre noir, on doit faire soixante-sept opérations d'affinage : il faut refaire quatre fois au moins la sole entièrement à neuf, et à la fin de l'année des réparations assez importantes sont nécessaires au pont et aux parois.

En répartissant les frais de réparation et l'usure des outils sur les soixante-sept opérations, on a pour chacune d'elles le détail suivant des frais spéciaux :

Bois, 6,200 kilogrammes, à 1 fr. 25 c. la tonne...	7 fr.	75 c.
Minerai pyriteux, 400 kilogrammes, à 10 francs..	4	»
Main-d'œuvre, 6 journées, à 1 fr. 20 c.....	7	20
Outils, réparations, frais divers.....	7	»
Frais spéciaux d'affinage pour 3,200 kilogrammes de cuivre noir.....	25 fr.	95 c.

On retire des 214 tonnes de cuivre noir 179t,75 de cuivre affiné, et environ 35 tonnes de scories et résidus cuivreux, tels que soles et débris de fours.

Ces nombres permettent de calculer les frais spéciaux rapportés à 1 tonne de cuivre noir et de minerais :

	Pour 1 tonne de cuivre noir.		Pour 1 tonne de minerais.	
Bois, 1t,937.....	2 fr. 421	0t,066	0 fr.	082
Fondant pyriteux, 0t,125.....	1 250	0t,004	0	040
Main-d'œuvre, 1j,88.....	2 256	0j,064	0	077
Outils, réparations, frais divers.	2 188	.....	0	074
Frais spéciaux d'affinage..	8 fr. 115	.....	0 fr.	273
Produit : Cuivre affiné.....	0t,840.		0t,0285	

Le four employé pour l'affinage du cuivre noir ne peut pas servir pour le raffinage, parce qu'il serait impossible de rendre les flammes peu oxydantes. On est donc obligé de faire l'opération dans un four différent; on a choisi le petit foyer en raison du prix peu élevé du charbon de bois. Raffinage au petit foyer.

On doit, du reste, produire dans le petit foyer des réactions pareilles à celles que j'ai décrites dans le chapitre précédent pour l'usine de Détroit : le cuivre affiné contient une proportion assez forte d'oxydule, il faut réduire l'oxydule et amener le métal à ne contenir ni oxygène ni carbone combinés.

UNIVERSITY OF CALIFORNIA

Chaque opération est faite sur 370 kilogrammes de cuivre affiné; on charge dans le fond du bassin, dont la brasque est réparée très-fréquemment, du charbon allumé et du charbon noir; on place les lingots sur le bord du bassin, en face de la buse, et on les recouvre d'une épaisseur assez grande, au moins $0^m,40$, de charbon noir.

La buse est mise en place, inclinée à 15° environ, et on donne le vent, à la pression de $0^m,035$ de mercure : on augmente progressivement sa quantité, jusqu'à 10 kilogrammes par minute, à mesure que le charbon est mieux allumé.

L'ouvrier doit avoir soin de maintenir le charbon bien tassé devant la buse, afin que la transformation de l'acide carbonique en oxyde de carbone soit aussi complète que possible.

L'extrémité de chaque lingot de cuivre doit être portée à la limite de la zone de combustion, et, par suite, la fusion du cuivre a lieu dans une atmosphère d'azote et d'oxyde de carbone, c'est-à-dire dans une atmosphère essentiellement réductive. A mesure que le cuivre fondu se réunit au fond du bassin, on doit relever la buse,

de manière que le vent ne puisse exercer aucune action oxydante sur le métal; on avance les lingots vers le bord du bassin, jusqu'à ce que la totalité de la charge soit fondue; pendant tout ce temps, environ deux heures, l'ouvrier renouvelle le charbon et maintient au moins $0^m,40$ de combustible au-dessus des bords du bassin. On évite une trop grande déperdition de chaleur en plaçant des deux côtés du foyer deux plaques de tôle fortement inclinées.

Dans ces conditions, la fusion du cuivre affiné est faite au contact du charbon et dans une atmosphère d'oxyde de carbone, la totalité de l'oxydule de cuivre doit être réduite : le métal réuni dans le bassin contient même très-souvent une notable proportion de carbure de cuivre.

Dès que la fusion est complète, le maître affineur enlève les deux plaques de tôle, écarte les charbons et prend un essai dans le bain métallique, avec un petit ringard courbe. L'essai est plongé de suite dans l'eau et détaché du ringard : à la couleur et au grain de la cassure, l'ouvrier reconnaît aisément l'état chimique du bain.

Pour ne pas allonger inutilement la description, je considère seulement le cas le plus général ; l'ouvrier reconnaît la présence d'une certaine proportion de carbure de cuivre à la couleur jaune et à la texture grenue du premier essai.

Il dégage complétement la surface du métal, en rejetant le charbon sur les bords du bassin, et fait plonger la buse de manière que le vent frappe à peu près vers le centre.

Le cuivre s'oxyde à la surface, et l'oxydule, en se dissolvant, décompose le carbure. Il se forme une petite quantité de scories par l'action de l'oxydule de cuivre

sur la partie argileuse et quartzeuse de la brasque ; elles sont enlevées à mesure qu'elles se produisent.

L'affineur suit la marche de l'opération, en prenant de très-fréquents essais ; il doit arrêter le vent dès que la couleur un peu rougeâtre de l'essai lui indique que le métal tient en dissolution une faible proportion d'oxydule.

Il ramène alors à la surface du cuivre une partie du charbon encore rouge, et cherche à saisir le moment où, par leur action réductive, la presque totalité de l'oxydule a été décomposée. Il dégage alors la surface du bain, et procède à l'enlèvement du cuivre.

Dans la période oxydante du raffinage, le métal se refroidit très-vite ; il arrive quelquefois que l'oxydation doit être faite à deux reprises, c'est-à-dire qu'il faut réchauffer le cuivre avant de terminer la décomposition du carbure par l'oxydule. On ramène à la surface du métal une partie du charbon, et on donne le vent, en le faisant plonger, en partie sur le métal, en partie sur le charbon. Par cette disposition, on détermine une oxydation partielle, en même temps qu'on réchauffe le cuivre et le foyer. Quand la température a été ramenée au point convenable, on enlève le charbon et on continue l'oxydation.

Dès que le cuivre est pur, et ne contient plus notablement de carbure ni d'oxydule, on arrête le vent, et on puise le métal à la cuiller, pour le verser dans des lingotières.

L'opération dure de trois à quatre heures, et on n'en fait pas plus de trois par jour dans chaque petit foyer : on ne peut pas travailler pendant la nuit, parce que l'affineur ne pourrait pas distinguer avec certitude la couleur des essais.

Le raffinage des 179^{t},75 de cuivre affiné, que l'usine

considérée peut produire annuellement, exige quatre cent quatre-vingt-cinq opérations, ou quatre-vingt-un jours de travail : on obtient en moyenne 92 de cuivre marchand pour 100 de cuivre affiné, soit, pour l'année, 166t,37 de cuivre en lingots.

Les frais et consommations des deux petits foyers, pour une journée de travail, ou pour le raffinage de 2t,220 de cuivre affiné, sont les suivants :

Charbon de bois, 1t,520, à 9 fr. 10 c.....	13 fr.	832
Main-d'œuvre, cinq journées, à 2 francs...	10	»
Outils, réparations et frais divers.....	2	»
Frais spéciaux du raffinage....	25 fr.	832

	Soit par tonne de cuivre affiné		et par tonne de minerai.		
Charbon de bois, 0t,685.....	6 fr.	233	0t,0195	0 fr.	177
Main-d'œuvre, 2j,252.....	4	504	0j,0642	0	128
Outils, réparations, frais divers.....	0	901	.....	0	026
Frais spéciaux.	11 fr.	638	.....	0 fr.	331
Produit : Cuivre marchand....	0t,920			0t,0262	

Je terminerai la description de la méthode de Perm par le résumé des frais spéciaux de toutes les opérations, rapportés à 1 tonne de minerai, dont on retire :

Cuivre marchand..... 0t,0262
Fonte de moulage.... 0t,0230

Les frais spéciaux sont les suivants :

Charbon de bois, 0t,7315, à 9 fr. 10 c.....	6 fr.	656
Bois, 0t,066, à 1 fr. 25 c.....	0	082
Main-d'œuvre, 2j,361.....	2	371
Dolomie, 0t,300, à 10 francs.....	3	»
Fondant pyriteux, 0t,004, à 10 francs.....	0	040
Outils, réparations et frais divers.....	3	064
Frais spéciaux du traitement.....	15 fr.	213

Je ne peux citer aucun chiffre approximatif pour le

prix des minerais, les frais généraux, les frais de transport du cuivre; il m'est donc impossible d'établir le prix de revient et les bénéfices que peuvent faire les propriétaires des usines, en traitant des minerais aussi pauvres.

Au sujet des frais spéciaux, je ferai remarquer que les consommations en combustibles, fondants et main-d'œuvre, sont assez élevées, et que les frais ne sont aussi faibles (15 fr. 213 par tonne de minerai) que par suite du bon marché tout à fait exceptionnel des matières premières et de la main-d'œuvre.

CHAPITRE IV.

TRAITEMENT DES MINERAIS PYRITEUX.

---

§ 1.

Considérations générales.

Les minerais pyriteux, bien plus répandus dans la nature que les minerais oxydés et carbonatés, sont traités dans un grand nombre d'usines par des méthodes très-diverses. Il est assez difficile de comprendre à première vue toutes les raisons qui ont influé sur l'adoption de ces méthodes et sur les modifications qu'elles ont subies à la suite d'une expérience plus ou moins longue. On peut cependant s'en rendre compte, jusqu'à un certain point, en étudiant les conditions principales dans lesquelles les usines ont été construites et se trouvent placées au moment actuel.

En Angleterre, les usines sont établies à proximité de grands bassins houillers, qui leur fournissent à très-bas prix le combustible minéral ; elles sont toutes sur le bord de la mer ou à une faible distance d'un port, dont les relations commerciales sont très-étendues, où la population ouvrière est nombreuse, forte et très-intelligente. Les usines doivent traiter les minerais exploités en Angleterre, et ceux qui leur sont apportés par mer de toutes les parties du monde. La méthode employée doit se

prêter à toutes les variations de richesse et de composition des minerais. Toutes les opérations sont faites dans de grands fours à réverbère.

En Allemagne, et en général sur le continent, chaque usine reçoit les minerais d'une seule exploitation, ou d'un groupe de mines peu éloignées ; les minerais sont à peu près constants dans leur richesse et dans leur nature chimique : les combustibles sont à un prix assez élevé ; la méthode ne doit varier qu'à des intervalles assez longs ; les opérations présentent une grande régularité. Toutes les fontes sont faites dans les fours à manche.

Dans le midi de l'Espagne, à Rio Tinto, à Huelva, les combustibles ne peuvent être obtenus qu'à des prix exagérés, par suite de l'absence de voies de communication : on traite par voie humide, par cémentation, des minerais pauvres en cuivre, à gangue de pyrite de fer.

Avant de commencer la description d'un certain nombre d'usines, placées dans différentes conditions, je crois utile de présenter quelques considérations générales sur les deux méthodes principales du traitement par voie sèche des minerais pyriteux. Les réactions chimiques ne sont pas les mêmes dans les réverbères et dans les fours à manche ; il me paraît très-important de faire comprendre les différences, et de montrer par quelle série d'opérations on peut arriver, avec ces deux classes de fours, à retirer du cuivre marchand de minerais souvent très-impurs.

Les minerais purs, c'est-à-dire ceux qui ne contiennent avec le cuivre pyriteux que de la pyrite de fer et des gangues terreuses, se trouvent dans un très-petit nombre de localités : le plus ordinairement les minerais pyriteux renferment, à l'état de mélange plus ou moins intime, différents sulfures métalliques : blende, galène, pyrite arsenicale, cuivre gris.

Leur présence augmente en général les difficultés du

traitement métallurgique, oblige à multiplier les opérations; elle exerce une influence fâcheuse sur la qualité et par suite sur la valeur commerciale du cuivre obtenu.

Certains minerais, par exemple ceux exploités dans diverses mines de l'Angleterre, contiennent de l'oxyde d'étain, qu'il est impossible de séparer complétement par la préparation mécanique.

L'arsenic, l'antimoine et l'étain sont presque au même degré nuisibles à la qualité du cuivre, et, jusqu'à présent, on n'a trouvé aucun procédé, suffisamment pratique et économique, pour retirer de bon cuivre des minerais qui renferment une proportion assez forte de ces trois corps.

Il est donc très-important de tenir compte de la présence de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain, dans l'exposé des diverses méthodes, et d'indiquer quelles sont les réactions chimiques qui peuvent servir à les expulser ou à les séparer du cuivre.

Le traitement des minerais pyriteux, plus ou moins impurs, dans les fours à réverbère, n'a encore été appliqué avec succès qu'en Angleterre; pour cette raison, je prendrai pour la description générale de la méthode les conditions les plus ordinaires des usines anglaises :

Les minerais sont de diverses provenances : les uns sont pauvres et mélangés seulement de pyrite de fer; d'autres sont riches et purs; mais la majeure partie contient de la pyrite arsenicale, du cuivre gris ou de l'oxyde d'étain.

Outre les minerais pyriteux, l'usine reçoit des minerais sulfurés, oxydés et carbonatés, des battitures de cuivre, des scories riches. Les matières oxydées renferment assez souvent de l'arsenic et de l'antimoine.

Le rendement moyen de tous les minerais et de toutes

les matières cuivreuses traitées à l'usine ne dépasse pas 12 pour 100.

Ces conditions étant à peu près celles de l'usine de Boston (excepté cependant la teneur en cuivre), je pourrai décrire, pour les mêmes minerais, la méthode générale de traitement aux fours à manche, sans faire aucune hypothèse gratuite, et en restant, au contraire, dans l'explication de procédés réellement employés.

Je donnerai, du reste, un peu plus loin, le détail des opérations, les frais et les consommations dans les usines anglaises et à l'usine de Boston. Après avoir comparé les deux méthodes générales, au point de vue des réactions chimiques, je pourrai citer des chiffres suffisamment exacts pour établir la comparaison entre les résultats économiques.

§ 2.

Traitement des minerais pyriteux aux fours à réverbère.

La série des opérations indispensables pour retirer des minerais reçus par l'usine du cuivre à peu près pur est la suivante :

1° *Grillage des minerais pyriteux riches ou pauvres, contenant de la pyrite de fer, de l'arsenic et de l'antimoine.* — La proportion de pyrite de fer doit être d'autant plus forte que les minerais soumis au grillage contiennent plus d'arsenic et d'antimoine. Le grillage est toujours incomplet, mais il est poussé plus ou moins loin, suivant la proportion des minerais pyriteux purs, dont on peut disposer pour les opérations suivantes.

2° *Fonte pour matte des minerais grillés.* — On fond avec eux : les minerais pyriteux purs ; les scories, crasses et résidus divers, provenant des opérations suivantes, riches en cuivre et renfermant peu d'arsenic, d'anti-

moine et d'étain; les minerais oxydés impurs; les scories les plus riches, provenant de la fonte elle-même, et qui, par suite de leur teneur en oxydule de cuivre, contiennent aussi de l'arsenic et de l'antimoine. On ajoute, comme fondant des gangues quartzeuses des minerais, une proportion variable de spath fluor.

L'opération donne deux produits : une matte dans laquelle on cherche à concentrer tout le cuivre des matières mises en traitement; une scorie qui doit être jetée en grande partie.

La matte contient ordinairement de 33 à 34 pour 100 de cuivre et 30 pour 100 de soufre : elle renferme une proportion très-notable d'arsenic, d'antimoine et d'étain.

La scorie est très-siliceuse; elle ne doit pas contenir d'oxydule de cuivre et renferme seulement des grenailles de matte de toute dimension : dans les fontes pour matte bien conduites, les scories ne contiennent que des proportions très-faibles d'arsenic, d'antimoine et d'étain, et peuvent, pour cette raison, être employées comme fondant de l'oxyde de fer dans la fonte suivante. Quand la fonte est manquée par un accident quelconque, les scories contiennent de l'oxyde de cuivre, de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain. On les repasse alors dans la fonte elle-même.

Les scories jetées ne contiennent pas plus de 1/2 pour 100 de cuivre.

3° *Grillage de la matte.* — Il est toujours incomplet, mais son degré de perfection dépend de la quantité de minerais sulfurés qu'il est possible de réserver pour l'opération suivante. Dans le cas très-rare où les minerais pyriteux, riches et à peu près purs, sont en proportion trop grande pour la première fonte, il faut les soumettre au grillage en même temps que la matte obtenue.

4° *Fonte pour seconde matte, ou matte blanche.* — On

passe dans cette fonte : la matte grillée, les minerais sulfurés riches, purs, et ne contenant qu'une faible proportion de sulfure de fer ; les minerais oxydés et carbonatés, ne renfermant aucun corps nuisible à la qualité du cuivre ; les battitures et toutes les matières cuivreuses oxydées, provenant du traitement et ne contenant pas d'arsenic, d'antimoine et d'étain ; on ajoute, pour scorifier l'oxyde de fer, une proportion assez grande des scories de la première fonte.

On obtient ordinairement deux produits : matte blanche et scorie ; la matte contient de 65 à 70 pour 100 de cuivre et de 21 à 22 pour 100 de soufre ; la scorie est un silicate dont la base principale est le protoxyde de fer : elle renferme une petite proportion d'oxydule de cuivre et des grenailles de matte, qui élèvent sa teneur en cuivre jusqu'à 2 et 3 pour 100. La scorie est entièrement repassée dans la première fonte.

Dans deux cas bien différents, on obtient en outre du cuivre noir : quand on traite des minerais très-purs, ou des minerais très-chargés d'arsenic et d'antimoine.

Dans le premier cas, on a un intérêt bien évident à obtenir une forte proportion de cuivre noir, qui puisse être soumis à l'affinage, et à ne produire la matte qu'en proportion suffisante pour appauvrir la scorie. Dans le second cas, on cherche à séparer une petite quantité de cuivre, ou plutôt d'alliage cuivreux, qui enlève à la matte une grande partie des corps nuisibles à la qualité du cuivre : c'est alors seulement un moyen de purification de la matte.

5° *Rôtissage de la matte blanche.* — Cette opération est très-complexe, et comprend une série de fusions et refroidissements dans une atmosphère oxydante : elle a pour but la purification de la matte et la scorification du fer, en maintenant, autant que possible, le cuivre à

l'état métallique. Elle donne deux produits : le cuivre brut et une scorie qui contient toujours de l'oxydule de cuivre, des grenailles, et souvent une proportion assez faible d'arsenic, d'antimoine et d'étain. La majeure partie doit être passée dans la première fonte; on ne garde, pour la fonte pour matte blanche, que les scories du rôtissage, provenant du traitement des minerais assez purs.

6° *Affinage et raffinage du cuivre brut.* — L'affinage a pour but d'achever la purification du cuivre, en oxydant les corps étrangers que renferme encore le produit du rôtissage; le raffinage doit amener le métal à l'état malléable, et à ne contenir ni oxydule, ni carbure de cuivre mélangé.

Ces deux opérations sont faites dans le même four, l'une à la suite de l'autre, et donnent deux produits : le cuivre marchand, dont la qualité dépend de la nature des minerais traités ; les scories et crasses d'affinage et de raffinage, toujours très-riches en cuivre, et contenant une proportion assez faible d'arsenic, d'antimoine et d'étain.

Les scories sont passées dans l'une ou l'autre des deux fontes pour matte, suivant la proportion de ces corps nuisibles.

Ces opérations ne sont pas les seules qui sont faites dans les usines du pays de Galles : je décrirai bientôt la méthode complète, avec toutes les opérations complémentaires, rendues nécessaires par l'exigence du commerce ou par l'impureté très-grande des minerais. Pour ne pas compliquer la description générale de la méthode, je dois me borner aux opérations qui sont indispensables, en laissant de côté celles qui ne sont faites que dans certains cas particuliers.

Le seul combustible employé en Angleterre est la houille plus ou moins anthraciteuse : elle est brûlée sur

des grilles artificielles en cendres agglomérées, reposant sur des barreaux en fer.

Pour les grillages et le rôtissage, on pourrait très-bien se servir du bois, convenablement séché, dans les localités où le combustible végétal serait à bas prix; mais la houille est indispensable pour les fontes, l'affinage et le raffinage.

Je vais maintenant considérer avec détails les diverses opérations du traitement, en insistant principalement sur les réactions chimiques qui permettent d'obtenir les résultats désirés.

Première opération. — Grillage des minerais.

Disposition du four à réverbère. — En Angleterre, on emploie des fours à réverbère dont le foyer est très-profond; la grille est chargée d'une épaisseur très-grande de houille presque menue; les gaz sortant du foyer ne sont que très-incomplétement brûlés par l'air arrivant par le cendrier. On introduit dans le four, par une ouverture à l'angle du pont, l'air nécessaire à la combustion des gaz et à l'oxydation des minerais étendus sur la sole. Le tirage n'est pas très-actif, en sorte que l'air froid ne se mélange pas avec les gaz chauds; il rase la surface du minerai, en formant une couche nécessairement peu régulière; à la partie supérieure, il brûle progressivement les gaz chauds et combustibles, produits dans le foyer par la distillation de la houille et par l'action de l'air introduit en proportion limitée. Par suite de cette disposition ingénieuse, les flammes sont maintenues à une certaine hauteur au-dessus de la sole et s'étendent jusqu'au rampant; le minerai peut être chauffé par réverbération, tandis qu'il est oxydé par la nappe d'air froid. On règle la quantité d'air en fermant plus ou moins avec une brique, servant de registre, l'ouverture par laquelle il est introduit sur la sole. On peut, à volonté, diminuer le tirage par la grille, et, par là, empêcher la température

de trop s'élever dans le four. Quand il est nécessaire de donner un coup de feu, à la fin de l'opération, on n'a besoin que de fermer l'ouverture latérale et de piquer la grille, de manière à permettre dans le foyer une combustion plus active.

Les mêmes résultats pourraient être obtenus avec un foyer peu profond, et sans l'ouverture latérale pour l'admission de l'air extérieur sur la sole; mais l'expérience a démontré l'avantage de la disposition adoptée en Angleterre.

Opération. — Le minerai en petits fragments ou en sable est introduit par deux trémies à la voûte du four; la charge est considérable : environ 3 tonnes; on l'étend en couche régulière sur toute la surface de la sole, on ferme les portes latérales, on ouvre l'orifice à l'angle du pont, et on laisse le minerai s'échauffer et se griller lentement à basse température. On pousse progressivement le feu, et, pendant tout le temps du grillage, on retourne fréquemment le minerai, de manière à amener successivement toutes les parties à la surface.

Le grillage doit être plus ou moins complet, suivant l'importance des approvisionnements de cuivre pyriteux pur dont on peut disposer pour la fonte suivante. Quand l'opération paraît assez avancée, on ferme l'orifice latéral et on donne un vif coup de feu, dans le but de décomposer les sulfates formés pendant le grillage. On fait sortir les minerais grillés et on introduit une nouvelle charge.

Réactions chimiques. — Les minerais sont chargés au moment, où l'opération précédente étant terminée, le four est porté à une température très-élevée : la masse considérable introduite par les trémies absorbe une très-grande quantité de chaleur, et la température du four s'abaisse presque de suite au-dessous du rouge sombre.

L'eau dont sont imprégnés la plupart des minerais se dégage à l'état de vapeur et contribue beaucoup au très-rapide abaissement de la température. Pour les minerais purs, contenant seulement du cuivre pyriteux et de la pyrite de fer, avec les gangues terreuses, la conduite du grillage et les réactions chimiques sont très-simples. L'excès de soufre de la pyrite de fer distille peu à peu, à mesure que les minerais s'échauffent davantage, et en même temps l'oxydation commence à la surface : elle a lieu à température peu élevée, en présence d'un très-faible excès d'air, avec un contact peu intime entre le minerai non pulvérisé et l'air en mouvement. Il se produit de l'acide sulfureux, des oxydes et très-peu de sulfates.

Par les rablages et les spadellages, les ouvriers renouvellent de temps en temps les surfaces, amènent successivement toutes les parties des minerais en contact avec l'air. La surface des grains et des morceaux est complétement oxydée ; l'intérieur ne subit, au contraire, qu'une action oxydante assez limitée, et le centre des morceaux les plus gros n'éprouve d'autre altération que la distillation d'une partie du soufre. Par le coup de feu qui termine l'opération, on décompose la plus grande partie ou la totalité des sulfates, suivant que la température est moins ou plus élevée, et maintenue pendant un temps moins ou plus long.

La transformation des sulfures en oxydes peut donc être faite suivant les besoins du traitement. En chargeant les minerais pulvérisés en sable, en prolongeant le grillage à basse température et le coup de feu qui termine l'opération, on peut oxyder tous les sulfures, et ne laisser dans les minerais grillés qu'une proportion négligeable de soufre. On peut, au contraire, obtenir une oxydation incomplète, soit en chargeant les minerais en mor-

ceaux un peu gros, soit en abrégeant la durée de la période d'oxydation. Par conséquent, si l'on considère seulement le traitement du cuivre pyriteux pur, le degré d'avancement du grillage et la proportion de soufre laissée dans les minerais peuvent être très-aisément réglés suivant les besoins du traitement. Le seul inconvénient que présente le grillage au réverbère est d'exiger une dépense assez forte en main-d'œuvre et surtout en combustible.

Pour les minerais contenant de l'arsenic et de l'antimoine, les réactions sont un peu plus complexes.

La distillation du soufre de la pyrite de fer entraîne à l'état de sulfure une certaine proportion d'arsenic et même d'antimoine. Pendant la période de grillage à basse température, en présence d'une quantité d'air assez faible, en contact peu intime avec les sulfures métalliques, le soufre s'oxyde plus aisément que l'arsenic et l'antimoine, et, par suite, ces deux corps ne se trouvent en présence que d'une proportion d'air très-faible ; il ne peut se produire que de l'acide arsénieux et de l'oxyde d'antimoine, qui, tous deux, sont volatils, et sont entraînés par le courant gazeux jusque dans la cheminée.

Quand la majeure partie du soufre est brûlée, l'air se trouve en plus grand excès en présence des minerais ; ceux-ci sont devenus plus poreux et plus perméables à l'air, la température est en même temps plus élevée, l'oxydation de l'arsenic et de l'antimoine est plus complète, il se forme des arséniates et des antimoniates que le coup de feu terminal ne peut pas décomposer.

On peut donc parvenir à expulser, pendant le grillage, une grande partie de l'arsenic et de l'antimoine, mais il en reste toujours une certaine proportion dans les minerais grillés à l'état d'arseniates et d'antimoniates ;

les morceaux un peu gros, au centre desquels l'action de l'air n'a pu se produire, en renferment aussi une petite quantité à l'état de combinaisons avec le soufre et les métaux.

Ces considérations permettent de conclure que, pour les minerais contenant arsenic et antimoine, on peut se débarrasser d'une proportion d'autant plus forte de ces deux corps nuisibles, que les minerais contiennent une plus grande quantité de pyrite de fer, et que la période d'oxydation à basse température est prolongée plus longtemps en présence d'une quantité d'air très-limitée. On doit cependant faire attention qu'il n'est pas possible de les volatiliser en totalité, et qu'il en reste toujours une proportion notable dans les minerais grillés, à l'état de combinaisons sulfurées, d'arseniates et d'antimoniates.

Par conséquent, si tous les minerais pyriteux, reçus par l'usine, renferment de l'arsenic et de l'antimoine, ils doivent tous être soumis au grillage ; mais l'oxydation ne doit pas être poussée très-loin, puisqu'il faut laisser dans les minerais grillés assez de soufre pour la production de la matte dans la première fonte, on ne peut expulser qu'une assez faible proportion des deux corps.

Dans le cas, au contraire, où l'usine reçoit des minerais purs en proportion suffisante, on soumet au grillage les minerais qui renferment de l'arsenic et de l'antimoine, mélangés intimement avec ceux qui contiennent de la pyrite de fer ; on pousse aussi loin que possible l'oxydation à basse température, en modérant la quantité d'air extérieur qui pénètre par l'ouverture latérale. On utilise à peu près complétement les réactions chimiques par suite desquelles l'arsenic et l'antimoine sont partiellement volatilisés. On réserve, pour les mélanger avec les minerais grillés, dans la fonte pour matte, ceux des

minerais pyriteux qui sont à peu près purs. Ils apportent dans la seconde opération du traitement le soufre nécessaire à la formation de la matte, et permettent de débarrasser, autant que possible, par le grillage, les minerais impurs des deux corps les plus nuisibles à la qualité du cuivre.

Il est donc très-important de ne pas traiter des minerais d'une seule exploitation, quand ils renferment de l'arsenic et de l'antimoine; on doit chercher à se procurer en même temps des minerais contenant un excès de pyrite de fer, et des minerais exempts des deux corps nuisibles : les premiers servent au grillage; les seconds sont réservés pour la seconde opération.

Dans les usines qui traitent des minerais impurs et d'une seule provenance, on ne peut utiliser qu'imparfaitement le grillage pour l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine.

Il faut remarquer aussi que le sulfure d'arsenic étant beaucoup plus volatil que celui d'antimoine, le grillage expulse toujours une proportion plus grande d'arsenic.

Je n'ai pas parlé des minerais contenant de l'oxyde d'étain, parce qu'il reste en entier dans les minerais grillés. Dans la première période de l'opération, l'oxyde d'étain est peut-être partiellement décomposé et transformé en sulfure par l'excès de soufre qui distille; mais ensuite le sulfure doit être presque complétement oxydé: dans ces réactions successives, l'étain reste toujours dans les minerais, à l'état de sulfure, d'oxyde ou de sous-sulfate; il ne saurait être volatilisé comme l'arsenic et l'antimoine.

Seconde opération. — Fonte pour matte.

Disposition du four. — Le four est disposé de manière qu'on puisse produire une température très-élevée, suffisante pour fondre la matte et les scories, tout en maintenant les flammes sinon réductives, du moins

très-peu oxydantes ; le foyer est très-profond, et la grille laisse arriver l'air extérieur avec assez de facilité pour que la combustion soit toujours très-active ; la sole est en sable, et la surface présente une inclinaison régulière vers le trou de coulée, disposé au milieu de l'un des côtés ; la porte de travail est placée à l'extrémité du four, sous le rampant ; quand cette porte est ouverte, l'air extérieur passe directement dans la cheminée, sans agir sur les matières en élaboration sur la sole.

Le chargement est fait généralement par une trémie au milieu de la voûte.

Opération. — La charge est introduite dès que la matte et les scories de l'opération précédente sont à peu près complétement enlevées ; elle se compose : d'environ une tonne de minerais grillés imparfaitement, ou d'un mélange de minerais impurs bien grillés, et d'une certaine proportion de minerais purs ; de spath fluor ou des autres fondants nécessaires pour les gangues terreuses ; de scories riches des opérations suivantes, et généralement de tous les résidus cuivreux impurs obtenus dans le traitement. On ajoute une petite quantité des scories contenant des grenailles et provenant de l'opération elle-même ; mais la majeure partie de ces scories siliceuses est réservée pour les fontes suivantes.

La proportion des fondants, des scories et des résidus cuivreux est variable avec la nature des minerais traités. Dès que le chargement est terminé, on lute la porte de travail et on pousse très-activement le feu ; la fusion commence par les scories, et se propage assez rapidement dans toute la masse ; en moins de uatre heures, toutes les matières sont fondues, et les scories produites sont assez nettement séparées de la matte.

On constate la fluidité en introduisant un ringard par la porte du fond ; on détache des parois et de la sole les

matières encore pâteuses qui peuvent leur être adhérentes, et on termine par un vif coup de feu.

Dès que les réactions sont terminées et que toutes les matières ont acquis la fluidité désirable, on enlève les scories avec un rable par la porte du fond ; on fait ensuite couler la matte par l'orifice latéral dans un bassin plein d'eau, afin de la réduire en grenailles et de la mettre ainsi dans l'état de division convenable pour l'opération suivante.

On bouche le trou de coulée avec un tampon d'argile, on introduit une nouvelle charge, et on continue les opérations.

La scorie est cassée au marteau et soumise à un triage : on met de côté tous les morceaux qui contiennent des grenailles, pour les passer dans les diverses opérations.

La plus grande partie des scories doit être assez pauvre pour être jetée, et ne pas contenir plus de 1/2 pour 100 de cuivre.

La matte contient ordinairement de 33 à 35 pour 100 de cuivre, et de 32 à 33 pour 100 de soufre.

Réactions. — Les matières chargées sur la sole renferment : des oxydes de fer, de cuivre et d'étain ; des sulfures de fer et de cuivre ; du cuivre pyriteux (minerai non grillé); des sulfates, arséniates et antimoniates; de l'arsenic et de l'antimoine combinés dans les sulfures; les gangues terreuses et les fondants ajoutés, puis les scories siliceuses, qui sont des silicates de chaux, d'alumine et de protoxyde de fer, renfermant des grenailles ; les scories riches qui contiennent moins de silice que les précédentes, et dont les bases sont principalement le protoxyde de fer et l'oxydule de cuivre.

Les scories sont en morceaux assez gros, toutes les autres matières sont à l'état de sable plus ou moins fin.

Le four est très-chaud au moment où la charge est introduite, et la température de la matte s'élève très-rapidement. Il y a d'abord distillation d'une petite quantité de soufre, quand on a chargé des minerais pyriteux non grillés ; il agit comme réductif et comme sulfurant sur une partie des oxydes. Cette action est presque la seule qui puisse avoir lieu avant la fusion des scories, parce que les oxydes et les sulfures ne sont pas en contact intime.

A mesure que les scories, chargées en grande partie à la surface, se ramollissent et fondent, elles absorbent les fondants, les matières terreuses et les oxydes métalliques ; les sulfates sont décomposés avec dégagement d'acide sulfureux ; toute la masse devient pâteuse, et les réactions chimiques peuvent commencer.

Les sulfures de fer et de cuivre agissent comme réductifs sur le peroxyde de fer et sur les oxydes de cuivre, encore libres ou combinés avec la silice.

L'action du sulfure de cuivre est plus faible et moins importante que celle du sulfure de fer, d'abord parce que ce dernier est en proportion plus forte, et surtout parce qu'il décompose les silicates de cuivre, même en présence d'un excès de silice, tandis que le sulfure de cuivre ne peut agir que sur les oxydes libres et sur les silicates basiques.

Les produits des réactions des deux sulfures sont très-différents : la réaction du sulfure de cuivre sur les oxydes libres donne de l'acide sulfureux, du protoxyde de fer et du cuivre ; celle du sulfure de fer sur les silicates produit du sulfure de cuivre et du silicate de protoxyde de fer.

Ces actions continuent jusqu'à ce que les matières soient devenues assez fluides pour se séparer nettement : sur la sole se réunissent les sulfures de fer et de cuivre en excès ; ils forment une matte qui absorbe le cuivre métallique provenant de la réaction du sulfure de cuivre

sur l'oxyde libre. Au-dessus est la scorie, dans laquelle reste en dissolution ou en suspension une partie du sulfure de fer : son action sur le silicate de cuivre peut donc continuer encore après la séparation assez nette de la matte et de la scorie. On doit attendre, pour faire la coulée, que cette action soit épuisée, c'est-à-dire que la totalité du silicate de cuivre ait été décomposée.

Dans ces réactions l'étain se divise entre la matte et les scories, mais l'arsenic et l'antimoine passent presque en totalité dans la matte.

L'oxyde d'étain se combine d'abord avec la silice; il n'est ensuite ramené qu'en partie à l'état de sulfure par les sulfures de cuivre et de fer ; la très-grande affinité de la silice pour le protoxyde d'étain s'oppose à ce que la décomposition du silicate soit complète.

Les arséniates et antimoniates, en présence des silicates très-chargés de silice et des sulfures métalliques, sont décomposés à peu près complétement, et donnent de l'arseniure et de l'antimoniure de cuivre qui passent dans la matte. Les combinaisons de l'arsenic et de l'antimoine avec le soufre, le fer et le cuivre, qui se trouvent dans les minerais grillés, peuvent agir sur les oxydes de fer et de cuivre des silicates; mais l'affinité pour l'oxygène du fer et du soufre étant plus grande que celle de l'arsenic, de l'antimoine et du cuivre, ces trois corps se retrouvent en totalité dans la matte.

Ces considérations chimiques conduisent aux conclusions suivantes :

1° Dans la fonte pour matte, faite au réverbère, les sulfures de fer et de cuivre, existant dans les minerais grillés, ou introduits par le mélange de minerais non grillés, sont les véritables et les seuls agents de réduction de l'oxyde de cuivre des matières mises en opération. On peut obtenir une scorie très-pauvre, ne renfermant pas

d'oxyde de cuivre combiné, en introduisant dans la charge une proportion convenable de minerais pyriteux, ou bien en traitant des minerais dont le grillage n'a pas été poussé très-loin.

2° Si les sulfures ne sont pas en proportion suffisante, la matte produite ne peut pas absorber la totalité du cuivre, amené à l'état métallique par l'action du sulfure de cuivre sur l'oxyde de cuivre : on obtient non-seulement de la matte, mais encore du cuivre noir. Dans ce cas, les sulfures n'étant pas en excès, il est probable que la totalité de l'oxyde de cuivre des scories n'est pas décomposée. Si l'on obtient dans la première fonte une proportion notable de cuivre noir, sa présence est une preuve que les sulfures étaient en trop faible excès dans la charge ; on peut être certain que la scorie contient encore de l'oxydule de cuivre : il faut ajouter au traitement métallurgique une opération spéciale pour l'appauvrissement des scories.

On ne doit donc pas chercher à obtenir dans la première fonte une proportion notable de cuivre noir, même quand les minerais traités sont exempts d'arsenic et d'antimoine. L'avantage qu'on aurait à obtenir du cuivre noir de la première fonte serait contre-balancé par la nécessité d'une opération spéciale pour l'appauvrissement des scories. Pour les minerais impurs, que doivent traiter la plupart des usines existantes, il est très-important de ne pas produire de cuivre noir dans cette première fonte ; car l'arsenic, l'antimoine et l'étain qui restent après grillage, et se retrouvent dans la matte après la fusion, passeraient en grande partie dans le cuivre noir, en raison de l'affinité très-forte du cuivre pour ces trois corps, et de la densité plus grande de leurs alliages. Le cuivre obtenu serait trop impur pour être rendu marchand par l'affinage ; il serait à

peu près perdu. On ne doit donc chercher à produire un peu de cuivre noir que comme moyen de purification de la matte, dans le traitement de minerais très-impurs, purification obtenue par une perte notable en cuivre. La perte est due à deux causes : au cuivre noir, dont on ne peut tirer bon parti, et à l'oxyde de cuivre retenu par les scories.

3° L'opération ne peut pas servir à expulser les corps nuisibles à la qualité du cuivre ; une partie de l'étain seulement peut être scorifiée ; la presque totalité de l'arsenic et de l'antimoine contenus dans la charge se retrouve dans la matte.

La fonte pour matte a pour but unique de réunir dans un produit sulfuré, riche en cuivre, tout le métal contenu dans les minerais et dans les diverses matières chargées en même temps, en séparant, sous forme de scorie pauvre, les gangues terreuses et l'oxyde de fer produit par le grillage.

Remarque. L'action réductive des sulfures métalliques ne peut pas être remplacée par celle du charbon, surtout dans le traitement des minerais impurs.

Je suppose, en effet, que les minerais aient été presque complétement oxydés par le grillage, et que, pour suppléer à l'insuffisance des sulfures, on ajoute à la charge un petit excès de charbon.

Avant la fusion, le charbon peut réduire les oxydes métalliques, les arséniates et les antimoniates ; mais il n'a aucune action sur les scories chargées en morceaux ; après la fusion, il vient nager à la surface, en raison de sa faible densité, et ne peut plus agir comme réductif. Il ne peut donc remplacer qu'en partie les sulfures ; ces derniers sont indispensables pour la décomposition de l'oxyde de cuivre des silicates chargés et pour l'appauvrissement définitif des scories produites.

Pour que le charbon puisse réduire complétement, avant la fusion, l'oxyde de cuivre des minerais grillés, il faut que le réductif soit en excès; dans ce cas, il agit trop énergiquement sur l'oxyde de fer, et produit une certaine quantité de fer métallique; il décompose complétement l'oxyde d'étain, les arséniates et les antimoniates.

Les sulfures étant en faible proportion, il ne se produit pas de matte, ou du moins il ne s'en forme qu'une très-petite quantité; on obtient principalement du cuivre noir, contenant beaucoup de fer, et la totalité de l'étain, de l'antimoine et de l'arsenic des matières chargées.

En employant un excès moins grand de charbon, et laissant aux sulfures une plus grande part dans les actions réductives, on n'obtiendrait pas encore un résultat favorable. La matte produite ne serait pas en proportion assez grande pour absorber le cuivre, amené à l'état métallique par le charbon et par l'action du sulfure de cuivre. On aurait toujours du cuivre noir, dans lequel se réunirait la plus grande partie de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain contenus dans la charge.

Ainsi, non-seulement le charbon ne peut pas seul donner des scories pauvres; mais encore, dans le traitement des minerais impurs, il ne peut être employé ni en excès ni en faible proportion. L'action réductive des sulfures métalliques est la seule qui puisse donner des scories pauvres, scorifier la totalité de l'oxyde de fer, et réunir tout le cuivre dans une matte.

Cas particuliers.

Avec des minerais très-purs, ne renfermant pas une proportion notable d'arsenic, d'antimoine et d'étain, on peut obtenir, dès la première fonte, la totalité du cuivre à l'état de cuivre noir, et en même temps des scories assez pauvres pour être jetées. Pour atteindre ce résultat, il faut d'abord pousser le grillage aussi loin que possible, et ne laisser dans les minerais grillés qu'une très-fai-

ble proportion de sulfures et de sulfates. Ensuite, pour la fonte, on mélange aux minerais grillés une petite proportion de charbon ; on conduit l'opération, comme je l'ai précédemment indiqué, jusqu'à la fusion complète ; à ce moment, le four contient du cuivre noir très-peu chargé de fer et de soufre, et une scorie renfermant beaucoup d'oxydule de cuivre. On appauvrit la scorie dans le four lui-même, en faisant agir sur elle des barres de fer, entièrement plongées dans la scorie et maintenues hors du contact du cuivre noir. Dans ces conditions, le fer métallique réduit assez rapidement l'oxydule de cuivre, sans rendre plus ferreux le cuivre noir déjà rassemblé sous la scorie.

Le traitement des minerais pyriteux très-purs est, du reste, un cas trop rare pour que j'insiste davantage sur l'emploi du fer métallique comme agent de réduction.

Troisième opération. — Grillage de la matte.

La matte, grenaillée dans l'eau, est grillée dans un four à réverbère, disposé comme ceux employés pour le grillage des minerais : l'oxydation est conduite lentement, à basse température, en présence d'un très-faible excès d'air ; l'opération est terminée par un coup de feu très-vif.

Les réactions sont à peu près pareilles à celles que j'ai précédemment exposées. Pendant la première partie du grillage, il se produit de l'acide sulfureux, des oxydes de fer et de cuivre, et des sulfates ; ces derniers sont presque entièrement décomposés par le coup de feu terminal.

L'étain passe à l'état d'oxyde, et reste en totalité dans le produit de l'opération : l'arsenic et l'antimoine sont expulsés en partie à l'état d'acide arsenieux et d'oxyde d'antimoine. Il reste dans la matte grillée une certaine proportion d'arseniates et d'antimoniates ; cette proportion est d'autant moins forte qu'on a prolongé davantage la première période de l'opération, et qu'on a eu plus d'attention à diminuer la quantité d'air extérieur arri-

vant sur la sole, à mesure que l'oxydation du soufre était plus avancée.

On ne doit pas brûler la totalité du soufre, puisque l'opération suivante doit encore donner une matte; cependant on a un grand intérêt à prolonger la période d'oxydation, afin de volatiliser une plus forte proportion des deux corps nuisibles, l'arsenic et l'antimoine. Cela est possible, quand on peut se procurer une quantité suffisante de minerais sulfurés, riches et très-purs; on peut les mélanger dans la seconde fonte avec la matte plus complétement grillée; ils remplacent les sulfures qu'on est forcé de laisser dans la matte, dans les usines qui n'ont pas la ressource des minerais sulfurés.

Le degré d'avancement du grillage de la première matte dépend donc à la fois de la nature des minerais passés dans la première fonte, et de la proportion des minerais sulfurés très-purs, dont on peut disposer pour la fonte suivante.

Quatrième opération. — Seconde fonte pour matte.

La disposition du four est à peu près la même que pour la seconde opération; le bassin plein d'eau, dans lequel on fait couler la première matte, est remplacé par une série de moules en sable, qui permettent d'obtenir la matte riche sous forme de lingots.

Opération. — La charge du four comprend : la matte grillée, mélangée, quand cela est possible, avec une petite proportion de minerais sulfurés riches en cuivre, bien exempts d'arsenic et d'antimoine; des scories siliceuses, provenant de la première fonte, en proportion assez grande pour scorifier la totalité de l'oxyde de fer de la matte grillée; les débris de fours et de soles, contenant du cuivre; les scories les plus riches et les plus pures des deux dernières opérations.

On passe également dans cette fonte les minerais oxydés, les battitures de cuivre, etc..., qui peuvent être

achetés par l'usine, à la condition, cependant, qu'ils ne contiennent ni arsenic ni antimoine; dans le cas contraire, ils doivent être traités dans la première fonte pour matte.

On chauffe rapidement jusqu'à la fusion complète des scories et de la matte, et on débouche le trou de coulée; la matte coule la première, la scorie vient ensuite, achève de remplir les bassins, et se déverse sur le sol de l'usine.

La scorie est assez riche en cuivre; elle contient de l'oxydule et des grenailles de matte; on doit la repasser en totalité dans la première fonte.

La matte ne doit renfermer qu'une faible proportion de sulfure de fer; elle contient ordinairement plus de 60 pour 100 de cuivre; et de 21 à 22 pour 100 de soufre.

Dans les usines qui traitent des minerais assez purs, on cherche à obtenir, non-seulement de la matte, mais encore du cuivre noir; dans ce cas exceptionnel, la matte peut être réunie à celle de la première fonte, et le cuivre noir passe à l'affinage.

Quand les minerais contiennent une proportion un peu notable d'arsenic et d'antimoine, on évite de produire du cuivre noir dans la seconde fonte, parce qu'il serait trop impur.

Dans l'exposé général de la méthode, je pense qu'il convient de considérer le cas le plus ordinaire, c'est-à-dire le traitement de minerais assez impurs; la seconde fonte ne doit produire qu'une matte riche.

Réactions. — Les scories siliceuses entrent en fusion et absorbent progressivement les oxydes métalliques, les débris de fours et de soles, les gangues des minerais ajoutés. Les silicates qui en résultent restent assez longtemps à l'état pâteux et en contact avec les sulfures : ces derniers agissent sur les oxydes à peu près comme

je l'ai indiqué pour la seconde opération. Il n'y a de différence que pour les proportions des deux sulfures; celui de cuivre est en proportion plus forte. Le dégagement d'acide sulfureux et le dépôt de cuivre métallique ont plus d'importance que dans la première fonte.

Le sulfure de fer appauvrit la scorie et fournit le soufre nécessaire à la nouvelle matte, tandis que le sulfure de cuivre agissant comme réductif de l'oxyde de cuivre, libre ou combiné dans les silicates basiques, ne peut donner que du cuivre métallique.

C'est donc la proportion du fer à l'état de sulfure qu'il faut régler par expérience, de manière que l'opération donne le produit désiré, c'est-à-dire : du cuivre noir et une matte riche, dans le cas des minerais assez purs; et seulement une matte riche quand on traite des minerais impurs.

On peut régler la proportion de sulfure de fer de deux manières différentes : par le grillage de la matte poussé plus ou moins loin, ou par le choix des minerais sulfurés ajoutés pour la fonte. Ce dernier moyen est le plus certain, le plus commode pour le directeur de l'usine, car le premier dépend presque entièrement de l'habileté et du soin des ouvriers.

Produits.— La matte produite doit contenir une faible proportion de sulfure de fer; elle tient en dissolution une quantité variable de cuivre métallique, qui s'en sépare quelquefois pendant le refroidissement. On le trouve alors dans les géodes, sous forme de petits cristaux disposés en aiguilles.

La scorie est principalement du silicate de protoxyde de fer, et très-fluide; elle contient une faible proportion d'oxydule de cuivre, quand le sulfure de fer a pu agir jusqu'à la fin de l'opération, et, par conséquent, se trouvait dans la charge en quantité assez grande : au con-

traire, la scorie est nécessairement riche en oxydule de cuivre, quand la proportion de sulfure de fer était trop faible. La richesse de la scorie est donc en relation avec la nature des produits obtenus : si l'opération est conduite de manière à donner seulement de la matte, la scorie est pauvre; quand on obtient du cuivre noir, la scorie est plus riche.

L'arsenic, l'antimoine et l'étain passent presque en totalité dans la matte pour les raisons que j'ai déjà précédemment exposées; la scorie ne peut retenir qu'une faible proportion d'oxyde d'étain; elle ne contient jamais que très-peu d'arsenic et d'antimoine.

De là résulte la nécessité de ne pas obtenir de cuivre noir séparé de la matte, quand on traite des minerais impurs; en effet, dans ce cuivre noir se réunirait une grande partie de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain. Le but de cette seconde fonte est donc, dans le cas général de minerais assez impurs, de scorifier l'oxyde de fer produit dans le grillage de la matte, et de réunir le cuivre dans une nouvelle matte très-riche, peu chargée de fer, à laquelle on puisse appliquer une action oxydante, analogue aux grillages, et qui seule peut expulser une partie de l'arsenic et de l'antimoine.

Dans le cas de minerais très-impurs, on doit chercher à séparer une faible proportion de cuivre noir, qui absorbe de la matte une grande partie de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain. Ce cuivre noir, ou plutôt cet alliage complexe, ne peut avoir qu'une valeur commerciale très-faible; le cuivre qu'il contient doit être considéré comme perdu; mais, au prix de cette perte, on obtient une purification très-notable de la matte, et, par suite, une valeur commerciale plus grande pour le cuivre qu'on en retire.

Je dois faire encore une remarque importante au sujet

des scories : l'oxyde de cuivre, les arséniates et les antimoniates qu'elles renferment au commencement de la fusion sont décomposés en grande partie par les sulfures de cuivre et de fer, pendant tout le temps de la fusion pâteuse; quand les scories et la matte sont devenues assez fluides pour se séparer, le sulfure de fer devient le principal agent de l'appauvrissement des scories. Si donc il n'est pas en quantité suffisante pour décomposer complétement l'oxydule de cuivre, il n'agira pas non plus sur les oxydes de l'antimoine et de l'étain, que la scorie retient avec autant d'énergie que l'oxydule de cuivre. On peut donc laisser dans la scorie une certaine proportion d'antimoine et d'étain, à la condition de ne pas précipiter tout le cuivre.

Ce moyen de purification de la matte ne doit être employé que dans le traitement des minerais très-impurs : la scorie est obtenue en quantité trop grande pour qu'on puisse perdre le cuivre qu'elle contient; il faut la repasser dans la première fonte, et, par là, on ramène dans la série des opérations le cuivre, l'étain et l'antimoine que renferme la scorie. On a donc un intérêt bien évident à ce qu'elle contienne le moins possible de ces trois corps.

En parlant de la teneur en cuivre des scories, je n'ai considéré jusqu'ici que l'oxydule combiné avec la silice : elles contiennent en outre des grenailles de matte, les unes tellement petites qu'on ne peut les apercevoir; les autres, au contraire, de dimensions quelquefois très-grandes. Leur proportion dépend en grande partie des soins et de l'habileté des ouvriers dans la conduite de l'opération, et du degré de fluidité que peuvent prendre les scories d'après la composition des charges.

Cinquième opération. — Rôtissage de la matte.

Disposition du four. — Le rôtissage de la matte est fait dans un grand réverbère, à foyer très-profond, percé de deux portes, l'une pour le chargement sur le côté, l'autre

pour le travail sous le rampant. Le trou de coulée pour le cuivre brut est en face de la porte latérale.

Un orifice pour l'introduction de l'air extérieur est ménagé à l'angle du pont, comme dans les fours de grillage.

Opération. — La matte est sous forme de pains très-gros, pesant de 100 à 150 kilogrammes : on les charge avec précaution par la porte latérale ; l'opération est faite sur une ou deux tonnes.

Le chargement exige un temps assez long, et refroidit beaucoup le four; on commence par fermer et luter toutes les portes, et par porter la charge à la température rouge, à laquelle la matte entre en fusion. Quand ce point est atteint, on ouvre l'orifice latéral, et on pousse le feu de manière à produire la fusion très-lente de tous les pains.

La matte étant réunie sur la sole, à l'état pâteux, on laisse tomber le feu, en maintenant ouvert l'orifice d'admission de l'air extérieur. Le dégagement du gaz acide sulfureux, provenant des réactions du sulfure sur l'oxyde de cuivre, soulève la masse pâteuse et lui donne une texture spongieuse.

Quand la température a été abaissée jusqu'au-dessous du rouge sombre, et la matte entièrement solidifiée, on réchauffe progressivement le four, jusqu'à nouvelle fusion pâteuse de la matière. On continue cette série de fusions lentes et de refroidissements jusqu'à ce que l'oxydation soit suffisamment avancée.

On ferme alors l'orifice latéral et on termine par un coup de feu, qui amène toutes les matières en fusion liquide et tranquille. Sur la sole se trouvent alors deux produits : une scorie très-riche en cuivre ; du cuivre brut assez pur pour passer aux opérations suivantes, l'affinage et le raffinage.

On enlève les scories par la porte du fond avec un

rable ; on fait couler le cuivre dans des moules en sable, dans lesqnels il prend la forme de lingots.

Réactions chimiques. — La matte soumise au rôtissage contient principalement du cuivre et du soufre ; elle renferme de 65 à 66 pour 100 de cuivre, et de 21 à 22 pour 100 de soufre ; le fer, et surtout l'étain, l'arsenic et l'antimoine sont en proportion variable avec la nature des minerais traités, mais toujours assez faible.

Le but de l'opération est d'expulser la plus grande partie du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine, de scorifier le fer et l'étain, tout en maintenant à l'état métallique la presque totalité du cuivre.

La première période est une fusion lente, pendant laquelle les gouttelettes de matte traversent la nappe d'air extérieur introduite dans le four par l'orifice à l'angle du pont.

Le contact avec l'oxygène des différents corps contenus dans la matte n'est pas intime, car l'action ne peut avoir lieu qu'à la surface des gouttelettes : il ne se forme qu'une proportion très-faible d'arséniates et d'antimoniates ; une partie du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine est volatilisée à l'état d'acides sulfureux et arsénieux, et d'oxyde d'antimoine : une partie du fer, du cuivre et de l'étain passe à l'état d'oxydes.

Quand la fusion est terminée, la masse pâteuse réunie sur la sole contient un mélange assez intime d'oxydes et de sulfures, entre lesquels ont lieu des réactions assez vives, qui se produisent pendant la période de refroidissement.

L'action principale est celle du sulfure sur l'oxydule de cuivre, car le cuivre et le soufre entrent dans la composition de la matte, en proportion bien plus grande que les autres corps. Cette action sert à ramener à l'état métallique une grande partie du cuivre, oxydé pendant la

période de fusion, et en même temps à volatiliser une nouvelle partie du soufre à l'état d'acide sulfureux. Le dégagement du gaz, qui traverse la matière pendant le refroidissement, lui donne la porosité nécessaire à l'oxydation ultérieure.

Les sulfures de fer et d'étain agissant en même temps sur l'oxydule de cuivre, sur les arséniates et les antimoniates, produisent des oxydes de fer et d'étain, en formant des combinaisons de l'arsenic, de l'antimoine et du soufre avec le cuivre.

Par conséquent, dans cette période de refroidissement ou de réactions, une partie du soufre est expulsée, une partie du fer et de l'étain est oxydée; la plus grande partie de l'oxydule de cuivre, et des combinaisons oxygenées de l'arsenic et de l'antimoine, formés pendant la première période, est décomposée et ramenée soit à l'état métallique, soit à l'état d'alliages ou de sulfures, qui restent disséminés dans la masse solidifiée.

Pendant la seconde période de réchauffement, l'air agit encore assez facilement, en raison de la texture poreuse de la matière en élaboration, et l'action oxydante peut avoir lieu comme dans la première période.

On doit répéter cette série d'opérations, tant que la proportion des sulfures est encore assez grande pour qu'il y ait réaction des sulfures sur les oxydes après la dernière période de fusion.

Les oxydes de cuivre, de fer et d'étain sont peu à peu scorifiés par la silice empruntée aux parois et à la sole, et par le sable adhérent aux lingots de matte, chargés dans le four. A ces scories, nécessairement très-basiques, se réunissent les arséniates et les antimoniates non décomposés.

Les scories de rôtissage sont donc riches en cuivre et en même temps contiennent une proportion notable d'é-

tain, d'arsenic et d'antimoine, quand elles proviennent du traitement de minerais impurs.

Le cuivre brut est d'autant mieux purifié des corps nuisibles qu'on a pu répéter un plus grand nombre de fois les périodes d'oxydation et de réactions, c'est-à-dire que la matte contenait plus de soufre relativement au fer, à l'étain, à l'arsenic et à l'antimoine.

On doit donc attacher une grande importance à ce que les quatre premières opérations soient conduites de manière à laisser dans la matte une proportion de soufre d'autant plus grande que les minerais traités sont plus impurs.

On pourrait obtenir, d'une matte très-chargée d'arsenic et d'antimoine, du cuivre brut très-pur en divisant le rôtissage en deux opérations distinctes, conduites toutes les deux comme le rôtissage unique que je viens de considérer. Le cuivre brut de la première opération serait coulé dans des moules en sable sur des minerais sulfurés très-purs. On introduirait ainsi dans le cuivre la proportion de soufre qui permettrait de faire utilement un second rôtissage.

Je n'ai pas considéré dans ce qui précède la présence de la blende et de la galène dans les minerais : le zinc se comporte à peu près comme le fer dans les grillages, les fontes pour matte et le rôtissage ; il est séparé du cuivre par scorification, il ne peut se volatiliser qu'en proportion assez faible. La blende apporte des difficultés sérieuses au traitement, dans le cas où les minerais en renferment beaucoup, parce que le sulfure et l'oxyde enlèvent de la fluidité aux mattes et aux scories. Blende et galène.

Le plomb se comporte comme le cuivre ; mais la galène et le plomb lui-même sont assez volatils pour qu'une forte proportion soit éliminée dans les opérations successives ; on ne retrouve dans le cuivre brut qu'une

partie assez faible du plomb que renferment les minerais.

Il n'y a du reste aucune affinité entre les deux métaux, et le plomb tend à se séparer, en raison de sa plus grande densité : il enlève au cuivre une proportion assez notable d'antimoine. On peut donc considérer la présence de la galène comme utile plutôt que nuisible, lorsque les minerais n'en contiennent pas une trop grande quantité.

Dans certains minerais pyriteux la galène est argentifère, et la richesse en argent est assez forte pour qu'on cherche à le retirer ; il en résulte une grande complication dans le traitement métallurgique, et jusqu'à présent on n'est pas arrivé à un procédé convenable : dans tous ceux qui ont été proposés et essayés, les dépenses sont très-fortes, les pertes en cuivre et en argent sont considérables.

J'insisterai sur ces difficultés en décrivant la méthode du Mansfeld et le traitement des minerais de plomb dans les usines du Harz.

Sixième opération. — Affinage et raffinage.

Disposition du four. — Le four dans lequel on fait successivement les deux opérations est disposé comme celui du rôtissage ; ses dimensions sont plus grandes, parce qu'on cherche à traiter un poids bien plus considérable de cuivre brut ; dans plusieurs usines la charge s'élève jusqu'à 8 tonnes. L'orifice à l'angle du pont pour l'admission de l'air extérieur n'est pas indispensable.

Opération. — Les lingots sont introduits sur la sole par la porte latérale, et rangés de manière que les flammes puissent passer facilement dans toutes les parties du four.

Dès que le chargement est terminé, on ferme les portes et on chauffe aussi rapidement que possible, jusqu'au moment où le cuivre commence à fondre. On modère alors le tirage et on introduit sur la sole l'air nécessaire à l'oxydation, en abaissant le niveau de la houille qui ferme l'orifice de chargement du foyer. Quand toute la charge est fondue, il se forme à la surface du cuivre des

crasses et des scories contenant une partie des oxydes produits pendant la fusion lente; on les enlève avec un rable par la porte du fond, et on maintient l'action oxydante des flammes sur la surface du métal, jusqu'à ce qu'il se soit produit un petit excès d'oxydule qui reste en dissolution dans le cuivre. Sa présence, et surtout sa persistance dans le métal fondu, indiquent que les corps étrangers ont été séparés presque en entier. On fait alors le raffinage, à peu près comme je l'ai indiqué pour l'usine de Détroit. Quand le cuivre est amené au point convenable, c'est-à-dire à ne contenir ni oxydule, ni carbure en proportion notable, on procède au moulage en puisant à la cuiller et en versant dans les lingotières.

Réactions. — Le cuivre brut contient en proportion plus ou moins forte : du fer, du soufre, du zinc, de l'étain, de l'arsenic et de l'antimoine ; on peut admettre qu'il renferme de 93 à 96 pour 100 de cuivre pur, quand toutes les opérations qui précèdent ont été conduites avec intelligence.

La première période de l'affinage est une fusion très-lente dans une atmosphère notablement oxydante ; il doit se dégager une petite proportion de soufre, d'arsenic et d'antimoine, à l'état d'acides sulfureux et arsénieux, et d'oxyde d'antimoine : il se produit en même temps des oxydes de tous les métaux ; mais l'action principale est l'oxydation du cuivre, qui est en quantité beaucoup plus grande que tous les autres corps, et par là empêche leur contact avec l'oxygène contenu dans les flammes. On ne doit pas espérer que pendant cette première période le cuivre soit notablement purifié.

Quand tous les lingots sont fondus, la masse métallique rassemblée sur la sole contient un mélange assez intime du cuivre impur avec les oxydes formés pendant la fusion. L'oxydule de cuivre agit énergiquement sur

les deux métaux, fer et zinc, et les fait passer à l'état d'oxydes; le soufre, l'arsenic et l'antimoine, avec lesquels ces deux métaux étaient combinés, restent dans le cuivre. L'étain, l'arsenic et l'antimoine à l'état de combinaison avec le cuivre sont aussi oxydés, mais seulement en partie, parce qu'ils ne décomposent pas l'oxydule de cuivre avec la même facilité que le fer et le zinc.

Les oxydes se réunissent à la surface du bain, sous forme de crasses et de scories; la silice est fournie par la sole et les parois du four, et par le sable adhérent à la surface des lingots.

Quand les scories ont été enlevées, l'oxydation du cuivre continue par la surface; l'oxydule produit se dissout et achève d'oxyder le fer et le zinc; et, enfin, quand ces deux métaux sont scorifiés en totalité, la proportion de l'oxydule de cuivre en dissolution devient assez grande, pour qu'il puisse se produire la réaction entre l'oxydule et le sulfure, qui dégage le soufre à l'état d'acide sulfureux.

C'est à ce dégagement de bulles que l'affineur reconnaît, après l'enlèvement des scories, que l'affinage est à peu près terminé. L'arsenic, l'antimoine et l'étain ne sont oxydés que très-lentement par l'oxydule de cuivre, et leur affinité pour le métal, plus grande que celle qu'ils ont pour l'oxygène, empêche leur oxydation. Il faudrait faire passer la presque totalité du cuivre à l'état d'oxydule pour pouvoir scorifier complétement l'étain, l'arsenic et l'antimoine.

L'affinage enlève donc assez facilement au cuivre le fer, le zinc et le soufre; mais il ne doit pas servir à le purifier notablement de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain. Vers la fin de l'affinage, après le bouillonnement qui indique l'oxydation du soufre, on ajoute dans quelques usines une faible proportion de plomb métallique; il enlève au cuivre une partie de l'antimoine et

de l'étain, forme avec eux un alliage plus lourd, qui se sépare assez nettement du cuivre, gagne le fond de la sole, s'infiltre dans les fissures ou reste dans les petites cavités que présente toujours sa surface. Le plomb est un agent de purification pour les cuivres qui contiennent de l'étain et de l'antimoine, mais son action sur les deux corps n'est que partielle. Il faut bien faire attention que le plomb n'enlève pas l'arsenic au cuivre, et que son addition serait sans but dans l'affinage des cuivres contenant seulement de l'arsenic.

On continue l'action oxydante des flammes sur la surface du bain, quelque temps après le bouillonnement, et jusqu'à ce que les essais, pris à la cuiller, indiquent à l'affineur que le métal tient en dissolution une proportion très-notable et croissante d'oxydule de cuivre.

Quand ce point est atteint, l'affineur est certain qu'il ne reste plus dans le cuivre une quantité appréciable de fer, de zinc et de soufre; mais le métal peut encore contenir de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain, que l'affinage est impuissant à séparer.

Le raffinage est fait comme je l'ai décrit précédemment pour les cuivres natifs. Cette opération ne peut enlever au métal aucune proportion des corps nuisibles ; leur présence empêche souvent l'affineur de reconnaître avec certitude le moment convenable pour la coulée, parce que ces corps donnent au cuivre une couleur plus jaune, analogue jusqu'à un certain point à celle que produit le carbure de cuivre. L'affineur est donc exposé à faire la coulée, quand le métal contient un peu de carbone.

Considérations générales sur la méthode précédente. — Toutes les opérations sont faciles à modifier suivant la nature des minerais amenés à l'usine, et par suite la méthode anglaise est éminemment applicable au traitement de

minerais de provenances diverses. On peut acheter des minerais trop impurs pour être traités seuls, par exemple, les cuivres gris, à la condition de pouvoir se procurer une proportion correspondante de minerais pyriteux renfermant un excès de pyrite de fer, de minerais pyriteux et sulfurés notablement riches et purs. Ce sont là les conditions principales d'approvisionnement des usines anglaises, et celles qui déterminent la concurrence entre les fondeurs pour l'achat des minerais.

La réussite de chacune des nombreuses opérations dépend de l'habileté et de l'intelligence des ouvriers : ils doivent modifier leur travail toutes les fois que la nature et la proportion des différents minerais sont changées. On éprouverait donc de grandes difficultés à introduire cette méthode dans un pays nouveau, là où on n'aurait pas, comme en Angleterre, une population ouvrière habituée au travail des fours à réverbère.

La consommation de houille est énorme, et par suite on ne peut adopter cette méthode que dans les localités où le combustible minéral est à très-bas prix ; c'est-à-dire dans le voisinage immédiat d'un bassin houiller.

§ 3.

Traitement des minerais pyriteux aux fours à manche.

Je prendrai pour l'explication de la seconde méthode de traitement des minerais pyriteux par la voie sèche la série d'opérations adoptée à l'usine de Boston ; elle a été empruntée, sauf de légères modifications, à celle suivie depuis des siècles dans un certain nombre d'usines du continent européen : on peut désigner ce mode de traitement sous le nom de *méthode allemande*.

Elle comprend cinq opérations qui vont être décrites.

1° *Grillage en grands tas, et à l'air libre, de tous les minerais pyriteux.* — On cherche à mélanger, aussi bien que possible, ceux qui renferment un excès de pyrite de fer, avec ceux qui contiennent de l'arsenic et de l'antimoine. Les minerais oxydés, carbonatés, sulfurés, riches et purs, sont ordinairement réservés pour les fontes suivantes.

Ce grillage est toujours très-imparfait et gravement influencé par les variations atmosphériques.

2° *Fonte pour matte au four à manche.* — Le combustible employé peut être du coke, du charbon de bois, ou même de l'anthracite, suivant les localités. On passe dans les lits de fusion : les minerais grillés ; les minerais sulfurés non grillés ; les fondants nécessaires pour les gangues terreuses et pour l'oxyde de fer produit dans le grillage ; les scories riches, les débris de fours, et tous les résidus du traitement, qui renferment une notable proportion d'arsenic et d'antimoine.

Cette fonte donne deux produits : une matte, tenant de 33 à 35 pour 100 de cuivre ; une scorie très-pauvre, ne contenant pas d'oxydule de cuivre combiné avec la silice.

La scorie, cassée au marteau, est soumise à un triage ; toute la partie qui ne renferme pas de grenailles peut être jetée ; tous les morceaux qui peuvent contenir des grenailles de matte sont passés dans la fonte suivante.

3° *Grillage de la matte dans des cases, et à plusieurs feux.* — Le nombre des feux dépend de la compacité et de la composition chimique de la matte ; l'oxydation est toujours incomplète, et on cherche à la pousser d'autant plus loin que les minerais traités sont plus impurs.

4° *Fonte pour cuivre noir.* — On passe dans les lits de fusion : les minerais oxydés et carbonatés, riches et purs ; la matte grillée ; les scories les plus riches et surtout les plus pures de l'affinage et du raffinage ; et une proportion variable des scories siliceuses de la première fonte pour matte.

La fonte donne les trois produits suivants :

Du cuivre noir, plus ou moins impur suivant la nature des minerais traités, contenant ordinairement une proportion assez forte de soufre et de fer, et, au contraire, une assez faible quantité d'antimoine, d'arsenic et d'étain ;

Une matte très-riche en cuivre et en même temps très-pure : on la grille en cases, avec la première matte, mais en la soumettant à un moins grand nombre de feux ;

Une scorie, composée principalement de silicate de protoxyde de fer, contenant un peu d'oxydule de cuivre ; elle est divisée en deux parties : celle qui renferme des grenailles de matte ou de cuivre noir est passée dans la fonte pour cuivre noir ; celle qui n'en paraît pas contenir est traitée dans la fonte pour matte.

5° *Affinage et raffinage du cuivre noir.* — Dans les usines importantes, par exemple à Boston, on emploie le réverbère, et les deux opérations sont conduites comme dans la méthode anglaise : les usines qui traitent annuellement une faible quantité de minerais emploient au contraire le petit foyer ; l'affinage et le raffinage sont presque toujours séparés et faits dans deux foyers différents.

On obtient : du cuivre à peu près pur, moulé en lingots ou enlevé en rosettes, suivant les demandes du commerce et la pureté du cuivre ; des crasses et scories très-riches en cuivre. Celles de l'affinage sont souvent assez impures et doivent être passées dans la première fonte ; les scories et crasses du raffinage sont assez pures, et on les réserve pour la fonte pour cuivre noir.

Les débris de fours et de soles, provenant des diverses opérations et contenant du cuivre, sont de même répartis entre les deux fontes ; les plus impurs sont passés dans

la fonte pour matte, les plus purs dans la fonte pour cuivre noir.

Quand les minerais traités sont très-chargés d'arsenic et d'antimoine, on doit multiplier le nombre des opérations et faire une ou deux séries de grillages en cases et de fonte pour matte, entre la première fonte et celle qui donne le cuivre noir. Dans ce cas, il est utile de réserver pour la seconde et pour la troisième fonte pour matte les minerais pyriteux et sulfurés purs : on peut alors pousser assez loin les divers grillages, et les utiliser plus complétement pour l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine.

Je vais maintenant exposer le but et les réactions les plus importantes de ces diverses opérations, en conservant l'hypothèse précédemment faite de minerais très-variés, de provenances diverses; les uns très-purs, les autres contenant une notable proportion d'arsenic, d'antimoine et d'étain.

Première opération. — Grillage en grands tas et à l'air libre.

Les tas de grillage sont construits sur une aire en argile et sable, fortement battue, élevée de $0^m,30$ au moins au-dessus du sol environnant. La quantité de minerais qui entre dans un tas est variable avec l'importance des approvisionnements de l'usine, mais elle est toujours considérable, de 40 à 200 tonnes : on cherche à mélanger les minerais impurs avec ceux qui contiennent beaucoup de pyrite de fer, les minerais menus avec ceux qui arrivent en morceaux.

Les tas ont la forme de troncs de pyramide à base rectangulaire; le petit côté de la base a généralement 3 mètres; la longueur du grand côté dépend de la quantité de minerais soumis au grillage; la hauteur varie entre 2 mètres et $2^m,25$. Sur l'aire en argile et sable, on dispose une première rangée de bûches parallèles au petit côté du rectangle; par-dessus, on place une se-

conde rangée de bois plus petits et parallèles au long côté de la base; la quantité de bois dépend de la nature des minerais : plus ils contiennent de pyrites et moins il faut employer de combustible.

Au-dessus de cette première assise on met les plus gros morceaux de minerais, formant une couche d'au moins $0^m,40$ de hauteur; on élève ensuite le tas avec le mélange des minerais, en réservant les plus menus pour la partie supérieure.

Dans l'axe on ménage trois ou quatre cheminées, dont les murs sont formés par de gros morceaux de minerais; elles descendent jusqu'au sol et communiquent avec des canaux horizontaux conservés entre les bûches.

Sur toutes les faces du tas on place une couverte, épaisse de $0^m,30$ à $0^m,40$, formée de minerais presque pulvérulents et fortement tassés. Elle s'appuie sur la première couche de gros morceaux.

On allume le combustible en jetant, par les cheminées et par les canaux horizontaux, du charbon de bois en ignition, des copeaux ou des fagots. Dès que les deux rangées inférieures sont enflammées, on bouche les cheminées avec des minerais; le tirage est de suite considérablement diminué, et la combustion du bois se fait lentement; il est important d'obtenir la lenteur et en même temps la régularité dans la combustion, pour que le tas puisse s'affaisser régulièrement et sans secousses, à mesure que le combustible disparaît.

On bouche avec soin les fissures qui peuvent se produire dans la couverte pendant cet affaissement, et on laisse le grillage marcher de lui-même.

La combustion du soufre produit la chaleur nécessaire aux réactions chimiques, et le feu s'élève progressivement et pour ainsi dire par couches horizontales, jusqu'à la base supérieure du tas.

Quand on traite des minerais très-chargés de pyrites de fer, on voit se déposer du soufre sur la couverte supérieure : il est facile d'en recueillir une petite proportion, mais sa valeur est notablement diminuée par l'arsenic qu'il renferme.

Le grillage d'un tas est toujours très-long, de trois à six mois; sa durée dépend de la quantité et surtout de la nature des minerais traités et de la grosseur des morceaux; il est influencé par les vents et les pluies plus ou moins fortes. La combustion est rarement régulière, malgré les précautions qu'on peut prendre pour protéger les tas contre les variations atmosphériques.

Dès que les minerais sont refroidis, on les enlève pour les transporter à l'atelier de la fonte pour matte : on met de côté les morceaux les plus gros, dans lesquels l'oxydation a été trop incomplète, et on les repasse dans un nouveau tas de grillage.

Considérations et réactions chimiques. — La combustion du bois, à la base du tas, doit échauffer les morceaux de minerais disposés immédiatement au-dessus, et les porter à une température telle que le soufre puisse brûler; il faut donc une proportion de bois d'autant moins grande que les minerais sont en morceaux moins gros, et contiennent plus de pyrite de fer.

L'affaissement du tas, résultat de la disparition du combustible, est bientôt terminé; les réactions chimiques peuvent commencer et se continuer jusqu'à la fin, avec plus ou moins de régularité.

L'air extérieur pénètre par tous les points de la base du tas, par les vides que laissent entre eux les gros morceaux de minerai : la couverte, sur les quatre faces latérales, doit être assez fortement tassée pour s'opposer à toute admission de l'air extérieur; les gaz chauds s'élèvent dans le tas et sortent par la base supérieure, avec

une vitesse qui peut être diminuée à volonté par le tassement de la couverte. On peut augmenter le tirage, à un moment donné, en pratiquant à la base supérieure des trous plus ou moins nombreux avec un ringard, ou plus simplement, en négligeant de boucher les fissures qui se produisent toujours.

L'air extérieur arrivant dans la couche inférieure alimente la combustion du soufre, et produit la température élevée nécessaire aux réactions. Les plus gros morceaux sont bientôt portés jusqu'au centre, au degré de chaleur auquel commence la distillation du soufre des pyrites de fer; à partir de ce moment, il y a en même temps distillation du soufre de l'intérieur des morceaux, et combustion à la surface, avec production d'acide sulfureux.

L'air extérieur est rapidement privé de son oxygène par le soufre en vapeur, et, par suite, la combustion ne peut avoir lieu que sur une épaisseur horizontale très-faible du tas. Les gaz chauds, azote et acide sulfureux, s'élèvent et sortent par la base supérieure : dans leur mouvement ascensionnel ils échauffent progressivement les minerais : le soufre distillé en excès se dépose à une certaine hauteur au-dessus de la zone en combustion, hauteur qui augmente progressivement à mesure que le tas s'échauffe davantage.

Au bout d'un certain temps, la distillation du soufre est à peu près complète, le soufre achève de brûler à la surface des morceaux; l'air extérieur n'est plus aussi rapidement privé de son oxygène, et la combustion peut commencer au niveau immédiatement supérieur.

Les morceaux qui forment la base des tas, sur lesquels l'air extérieur frappe pour ainsi dire directement, subissent alors une action oxydante qui pénètre lentement

dans leur intérieur, en produisant de l'acide sulfureux, des oxydes métalliques et des sulfates.

La partie oxydée forme autour de chaque morceau une croûte un peu poreuse, qui ne laisse pénétrer l'air dans l'intérieur qu'en proportion rapidement décroissante : l'oxydation doit donc bientôt s'arrêter et les morceaux se refroidissent assez vite. L'air peut alors agir entièrement sur les minerais en contact avec la couche inférieure; le centre des morceaux un peu gros ne peut éprouver d'autre altération que celle résultant de la distillation partielle du soufre.

Ces réactions se produisent successivement sur toute la hauteur du tas; toute la partie inférieure est déjà refroidie quand la combustion arrive à la couverte qui forme la base supérieure.

Ainsi, en négligeant les influences atmosphériques qui troublent fréquemment la régularité du grillage, en admettant que les ouvriers aient assez de soins pour maintenir la couverte latérale imperméable, appuyée sur la base formée par les plus gros morceaux; l'air extérieur arrivant régulièrement par tout le pourtour inférieur :

La combustion active n'a lieu, à un moment donné, que dans une zone horizontale, de hauteur très-faible; elle produit principalement de l'acide sulfureux; elle est accompagnée par la distillation partielle du soufre, dont la vapeur se condense à un niveau plus élevé, ou bien est entraînée à l'extérieur vers la fin du grillage :

Au-dessous, la température est décroissante jusqu'à la base; l'air agit encore, en ne perdant qu'une partie de son oxygène, et produisant des oxydes métalliques et de l'acide sulfureux. Cette action est très-vive près de la zone dans laquelle la combustion est active; elle est de plus en plus faible, on peut mieux dire, plus près d'être

terminée, dans les parties plus rapprochées de la base du tas.

Au-dessus, les minerais sont échauffés par le passage des gaz chauds, et sont préparés progressivement à la combustion, qui ne peut commencer que lorsque l'air n'est plus entièrement privé d'oxygène par son passage à travers les couches inférieures.

L'oxydation est d'autant plus complète que les morceaux sont moins gros; mais, en même temps, il faut que l'air et les gaz puissent passer avec une certaine facilité dans toute la hauteur du tas; on ne peut donc pas soumettre au grillage seulement des minerais menus; on doit mélanger les minerais de grosseurs différentes, et apporter un grand soin dans la construction des tas, afin de produire pendant l'opération le tirage plus ou moins actif, qu'une longue expérience a fait reconnaître le plus convenable à la nature des minerais.

La compacité de chaque morceau a une grande influence sur la profondeur à laquelle pénètre l'oxydation, et par conséquent sur la proportion des sulfures qui restent après le grillage : on doit donc tenir compte de la compacité pour déterminer la dimension maxima des morceaux de chaque espèce de minerai.

La combustion du soufre est l'action chimique qui produit la chaleur nécessaire; il faut que les minerais renferment une proportion de soufre assez grande pour que la température puisse rester suffisamment élevée jusqu'à la fin de l'opération. Les minerais pyriteux pauvres, à gangues terreuses, ne peuvent pas être grillés seuls en grands tas, parce que le soufre n'est pas en proportion assez forte; l'allumage du tas exigerait une grande quantité de bois, et la combustion s'arrêterait au bout de peu de temps : ces minerais doivent être mélangés avec d'autres contenant de la pyrite de fer, dont le

soufre sert de combustible. Au contraire, quand la pyrite de fer est en trop grand excès, il faut modérer le tirage, pour éviter une trop forte élévation de température et la fusion partielle des minerais.

Dans tout ce qui précède je n'ai pas parlé des minerais contenant de l'arsenic et de l'antimoine, afin de ne pas compliquer l'exposé des réactions : il importe d'examiner maintenant jusqu'à quel point le grillage en grands tas peut servir à l'expulsion de ces corps nuisibles.

L'arsenic et l'antimoine peuvent être expulsés par deux réactions différentes : par la distillation du soufre ; par l'oxydation directe qui suit la combustion vive du soufre.

La distillation partielle du soufre de la pyrite de fer entraîne à l'état de sulfures volatils une partie de l'arsenic et de l'antimoine, mais à la condition que ces deux corps soient en contact intime avec le soufre, au moment où il est amené à l'état gazeux : le soufre en vapeur ne peut avoir d'action que sur les minerais placés au-dessus de la zone dans laquelle il brûle vivement. Cette action est très-faible, puisque le soufre ne peut pas pénétrer dans l'intérieur des morceaux, et que la température n'est assez élevée pour des réactions chimiques que sur une faible hauteur ; il ne peut donc leur enlever qu'une proportion très-petite des deux corps engagés dans d'autres combinaisons. Ainsi, la pyrite arsenicale et les cuivre gris intimement mélangés de pyrite de fer laisseront dégager une proportion très-grande d'antimoine et surtout d'arsenic, entraînés à l'état de sulfure, tandis que les morceaux de cuivre gris pur n'en perdront qu'une proportion beaucoup plus faible.

Si donc on veut, en soumettant au grillage une quantité assez forte de cuivre gris, utiliser, autant que possible, l'opération pour expulser l'arsenic et l'antimoine,

on doit les pulvériser et les mélanger intimement avec des minerais très-chargés de pyrite de fer, également pulvérisés ; le mélange, moulé en briquettes, est chargé dans les tas de grillage avec les autres minerais moins impurs : on donne aux briquettes une solidité suffisante au moyen d'une petite proportion d'argile, et leur fabrication n'exige ni beaucoup de temps, ni beaucoup de main-d'œuvre.

C'est là le seul moyen pratique d'utiliser convenablement la distillation du soufre de la pyrite de fer pour l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine des cuivres gris.

Je n'ai vu dans aucune usine employer cette précaution ; mais je n'hésite pas à la signaler comme très-importante et d'une application facile.

L'oxydation directe de l'arsenic et de l'antimoine commence en même temps que celle des métaux, c'est-à-dire lorsque l'oxygène de l'air n'est plus complétement absorbé par le soufre.

Pour chaque morceau la proportion d'air disponible pour l'oxydation augmente successivement, à mesure que la zone de combustion vive s'élève dans le tas et, par suite, à mesure que la température du morceau lui-même s'abaisse lentement et que l'oxydation est plus avancée vers son centre.

Ces conditions sont favorables à l'oxydation seulement partielle de l'arsenic et de l'antimoine ; une proportion très-notable est expulsée à l'état d'acide arsénieux et d'oxyde d'antimoine : il se forme cependant une certaine quantité d'arséniates et d'antimoniates.

La proportion de ces composés, très-nuisibles puisqu'ils restent dans les minerais grillés, est d'autant plus grande que l'air est en contact plus intime avec les différents métaux, au moment où la combustion vive du soufre est presque terminée et la température plus éle-

vée. On a donc intérêt à ne pas réduire en trop petits fragments les minerais très-impurs. On voit par là la nécessité de la précaution, indiquée précédemment, de mouler en briquettes le mélange des cuivres gris avec les minerais très-pyriteux.

D'un autre côté, si les morceaux sont un peu gros, l'oxydation ne peut pas pénétrer jusqu'au centre ; il reste dans l'intérieur une partie de l'arsenic et de l'antimoine engagés dans des combinaisons sulfurées. De plus, la température n'est plus assez élevée pour la volatilisation de l'acide arsénieux et de l'oxyde d'antimoine formés à une certaine distance de la surface de chaque morceau.

D'après ces considérations on peut comparer les deux méthodes de grillage en grands tas et au réverbère.

Dans un réverbère les minerais sont presque pulvérisés et en mélange à peu près intime, la distillation du soufre en excès des pyrites de fer se fait lentement et régulièrement ; elle doit donc entraîner la plus forte porportion possible de l'arsenic et de l'antimoine à l'état de sulfures volatils. L'oxydation peut être prolongée aussi longtemps que cela est nécessaire, à température ménagée, en présence d'une quantité d'air limitée, pour ainsi dire, à volonté ; on peut faire agir régulièrement cette action sur la totalité des minerais chargés dans le four, et la faire pénétrer jusqu'au centre de tous les morceaux, en réduisant préalablement les minerais en sable suffisamment fin. On peut donc tirer tout le parti possible de cette seconde réaction, pour l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine. On est limité principalement par les conditions de l'approvisionnement de l'usine, qui obligent à laisser dans les minerais grillés une proportion plus ou moins grande de soufre, nécessaire pour l'opération suivante.

Dans les grands tas de grillage toutes les réactions manquent de régularité, et sont nécessairement influencées par les variations atmosphériques : la distillation du soufre des pyrites de fer n'est pas toujours complète ; elle ne peut entraîner une proportion notable d'arsenic et d'antimoine, que si le mélange des pyrites avec les minerais impurs est naturellement très-intime, ou rendu tel par la pulvérisation et la confection des briquettes.

L'oxydation ne peut agir que sur une partie des minerais, ne pénètre pas jusqu'au centre de tous les morceaux ; la quantité d'air ne saurait être limitée convenablement, et par conséquent il se forme une forte proportion d'arséniates et d'antimoniates. On n'a pas, comme au réverbère, la possibilité de terminer les réactions par un coup de feu pour la décomposition des sulfates.

Le grillage au four à réverbère est donc bien supérieur sous le rapport des résultats obtenus, et de la facilité de modifier l'opération d'après la nature des minerais et les besoins de l'usine. Les grands tas présentent l'avantage d'une économie très-forte de main-d'œuvre et de combustible, avantage compensé en grande partie par la longueur du temps qui s'écoule entre la mise en élaboration des minerais et la fin de l'opération.

Dans les deux méthodes, l'oxyde d'étain reste en entier dans les minerais grillés.

Réactions secondaires. — Je désigne sous ce nom les réactions éprouvées par la blende, la galène et la gangue calcaire, que contiennent certains minerais ; elles sont à peu près les mêmes dans les grillages au réverbère et en grands tas, et n'ont pas ordinairement une grande influence sur les résultats obtenus dans les opérations suivantes.

La blende passe en partie à l'état de sulfate, en partie

à l'état d'oxyde de zinc ; la galène produit surtout du sulfate de plomb, partiellement décomposé et transformé en silicate par les gangues quartzeuses : une partie du plomb est volatilisée ; le calcaire perd son acide carbonique et se transforme presque entièrement en sulfate de chaux.

La présence de la blende, de la galène et du calcaire, a donc pour influence principale de laisser une proportion plus grande de sulfates dans les minerais grillés.

Deuxième opération. — Fonte pour matte.

La disposition et les dimensions des fours à manche, servant à la fonte pour matte dans les diverses usines, sont très-différentes et dépendent surtout de la nature des minerais. Je suppose, pour l'explication des réactions principales, un four à manche ordinaire, élevé de 2 ou 3 mètres, à une seule tuyère, et dans lequel on charge le combustible contre la poitrine, le lit de fusion contre la warme.

Devant la tuyère, le *nez* est maintenu constamment assez long pour conduire le vent jusque sur le combustible. Les scories coulent librement par-dessus la brasque de l'avant-creuset ; à des intervalles réguliers on fait couler la matte et la scorie dans un bassin latéral.

Lit de fusion. — On passe dans la fonte pour matte :

1° Les minerais grillés en grands tas ; ils contiennent : une proportion assez forte de sulfures métalliques, renfermant une certaine quantité d'arsenic et d'antimoine combinés avec le soufre et avec les métaux ; des sulfates ; des arséniates et des antimoniates ; des oxydes, et enfin les gangues terreuses plus ou moins modifiées par le grillage ;

2° Les minerais sulfurés, riches et purs, non grillés ;

3° Les fondants nécessaires pour scorifier : les gangues des minerais, et l'oxyde de fer produit par le grillage ;

4° Les matières oxydées, débris de soles et de fours, crasses et scories d'affinage; ces matières contiennent le cuivre sous deux états : à l'état d'oxydule combiné avec la silice, et à l'état métallique, sous forme de grenailles de toute dimension; elles renferment également des arséniates et antimoniates, et de l'oxyde d'étain en proportion assez notable; sans la présence de ces corps les résidus cuivreux, riches en cuivre, seraient réservés pour la seconde fonte;

5° Les scories de la fonte pour cuivre noir : elles contiennent une petite quantité d'oxydule de cuivre, et des grenailles de matte ou de cuivre noir : ce sont des silicates dont la base principale est le protoxyde de fer; elles sont assez riches pour qu'on ne doive pas perdre le métal qu'elles contiennent, et la fonte pour matte est la seule opération du traitement dans laquelle on puisse les passer.

Les scories de la fonte elle-même sont jetées pour la plus grande partie; celles qui renferment des grenailles de matte sont utilisées comme fondants de l'oxyde de fer dans la fonte pour cuivre noir; on ajoute aux lits de fusion de la seconde opération seulement les scories qui renferment de l'oxydule de cuivre, à la suite d'un dérangement dans l'allure des fours à manche.

Réactions chimiques. — Les matières du lit de fusion descendent contre la warme, et en même temps le combustible tombe à peu près régulièrement contre la poitrine : la séparation n'est pas nette au moment du chargement; elle le devient moins encore dans le mouvement de toutes les matières vers le creuset; devant la tuyère, le coke[1] est au moins en partie mélangé avec le lit de

[1] Je suppose, pour fixer les idées, que le coke est le combustible employé; les réactions sont les mêmes avec le charbon de bois ou l'anthracite

fusion. Il est important qu'il y ait encore, sous la poitrine, une certaine épaisseur de combustible, formant une cloison poreuse, que les matières fondues doivent traverser pour passer de l'intérieur du fourneau dans l'avant-creuset.

Pendant leur descente dans le four, les charges sont soumises à l'action des gaz réductifs qui montent vers le gueulard, et dont on peut diriger la plus grande partie contre la poitrine ou contre la warme, en chargeant en fragments plus petits les matières du lit de fusion ou le combustible employé.

On peut distinguer dans le four, et du gueulard à la tuyère, trois zones dans lesquelles les actions physiques ou chimiques sont très-différentes :

I. Dans la zone supérieure, les charges s'échauffent et sont portées plus ou moins rapidement, par les gaz, à la température à laquelle l'oxyde de carbone peut agir comme réductif.

II. Dans la seconde, qu'on peut nommer la zone de réduction, les matières atteignent progressivement la température à laquelle les scories chargées commencent à fondre, et subissent l'action réductive de plus en plus énergique du gaz oxyde de carbone et du coke en contact peu intime avec elles. La première est de beaucoup la plus importante, et c'est la seule que je vais considérer.

Les oxydes libres de fer, de zinc, de plomb, de cuivre et d'étain sont réduits partiellement ou en totalité; les sulfates sont décomposés et transformés en partie en sulfures; les arséniates et les antimoniates perdent une certaine proportion de leur oxygène; les morceaux de scories, les gangues des minerais et les sulfures métalliques ne sont pas notablement altérés. Il ne peut pas se produire de réactions entre les oxydes et les sulfures,

parce que ces corps ne sont pas en contact intime, et que d'ailleurs la température n'est pas assez élevée.

L'oxyde de fer est ramené en grande partie à l'état de protoxyde, il ne se produit ordinairement que très-peu de fer métallique ; l'oxyde de zinc est partiellement réduit et le métal se volatilise vers la partie inférieure de la zone ; le zinc en vapeur se réoxyde rapidement au contact de l'acide carbonique ; l'oxyde ainsi régénéré se dépose en partie sur les matières chargées, en partie sur les parois du four, et forme des cadmies qu'on est souvent obligé de détacher à coups de ringard. La faible proportion de vapeur de zinc, qui peut arriver jusqu'au gueulard, brûle au contact de l'air et communique aux flammes (quand on ne travaille pas à gueulard obscur) la couleur blanche et l'éclat caractéristiques. L'oxyde de plomb est facilement réduit, une partie du métal se volatilise dans sa chute vers le creuset.

L'oxyde d'étain, qui est toujours en faible proportion dans les minerais de cuivre, est réduit presque en totalité.

L'oxyde de cuivre est d'abord ramené à l'état d'oxydule et ensuite à l'état métallique, mais la réduction ne peut être complète que si l'action est prolongée pendant un temps assez long, c'est-à-dire si la descente des charges est lente, ou la hauteur de la zone très-grande.

Le sulfate de chaux formé, pendant le grillage, par l'action de l'acide sulfureux et de l'air sur la gangue calcaire des minerais, est amené en grande partie à l'état de sulfure de calcium ; les sulfates métalliques subissent la même transformation.

Les arséniates et les antimoniates sont complétement décomposés, mais les produits sont très-variables avec la température, et par conséquent la partie du four dans laquelle se fait leur décomposition. Dans la zone que je considère maintenant, les matières du lit de fusion sont

soumises à une action réductive d'énergie croissante, et à une température de plus en plus élevée. Dans la partie supérieure, la proportion d'oxyde de carbone n'est pas très-grande, puisqu'une partie a été déjà transformée en acide carbonique par l'action sur les oxydes : sous l'influence de cette action réductive faible et de la température peu élevée, les arséniates et antimoniates ne sont que partiellement décomposés en protoxyde de fer, oxydule de cuivre, acide arsenieux et oxyde d'antimoine : ces deux derniers corps sont entraînés par les gaz; une partie se dépose sur les parois auprès du gueulard; le reste sort du four et se dépose dans les chambres de condensation ou dans la cheminée.

III. Vers la partie inférieure de la zone, la réduction est au contraire complète; l'arsenic et l'antimoine restent combinés avec les métaux.

Dans la partie intermédiaire, les réactions sont complexes et se maintiennent entre les deux termes extrêmes; il se volatilise encore une quantité décroissante d'acide arsenieux et d'oxyde d'antimoine; il se produit une proportion croissante d'arseniures et d'antimoniures, à mesure que les charges descendent vers la limite inférieure de la zone.

Ces diverses réactions peuvent être plus ou moins complètes, suivant que la forme du four, le mode de chargement, la pression et la quantité du vent donnent une hauteur plus ou moins grande à la zone considérée, et suivant que les charges mettent un temps plus ou moins long à descendre de la zone supérieure, jusqu'à la partie du four dans laquelle les scories commencent à fondre. Il est donc très-important de faire varier la forme du four, la pression et la quantité de l'air lancé par la buse, et la rapidité de la descente des charges, suivant la nature des minerais traités.

La pratique seule peut donner des enseignements exacts sur les dispositions qu'il convient d'adopter, mais l'examen attentif des réactions fournit des indications précieuses qu'il ne faut pas négliger. Je reviendrai tout à l'heure sur ce sujet, après avoir exposé les réactions qui ont lieu dans la partie inférieure du four.

Dans la troisième zone, les scories chargées dans le lit de fusion fondent assez rapidement; elles absorbent progressivement les oxydes métalliques non réduits, les gangues et les fondants; les métaux et les sulfures tombent vers la tuyère disséminés dans les scories pâteuses. L'oxyde de carbone continue son action réductive, mais elle est bien moins forte que dans la zone intermédiaire; d'abord, parce que l'état pâteux que prennent les matières empêche le contact du gaz d'être intime; et ensuite, parce que l'affinité de la silice pour les oxydes s'oppose à leur réduction. Le coke a probablement dans cette partie du four une action plus énergique que celle de l'oxyde de carbone; il est en contact assez intime avec une partie des scories pâteuses, et doit décomposer une certaine proportion de l'oxydule de cuivre.

Les matières arrivent devant la tuyère, à peu près complétement fondues, acquièrent dans leur passage rapide la fluidité qui leur manquait encore, et tombent dans le creuset, dans lequel s'achèvent les réactions les plus importantes, et la séparation de la matte d'avec les scories.

Les matières du lit de fusion, préparées, pour ainsi dire, dans la partie supérieure du four par l'action réductive, contiennent en arrivant vers la tuyère :

Des métaux : cuivre, plomb, étain, fer;

Des sulfures, des arseniures, des antimoniures métalliques et du sulfure de calcium (dans le cas seulement où certains minerais sont à gangue calcaire), contenant des quantités variables d'arsenic et d'antimoine;

Des silicates en fusion plus ou moins complète, dans lesquels sont encore en suspension les plus gros morceaux des gangues ou des fondants, dont la dissolution ne s'achève que dans le creuset. Les silicates contiennent les bases terreuses du lit du fusion, le protoxyde de fer, les oxydes d'étain, de plomb et de zinc, et l'oxydule de cuivre, qui ont échappé aux actions réductives de l'oxyde de carbone et du coke.

Le fer à l'état métallique est en faible proportion, toutes les fois que l'opération a été bien conduite, et le pouvoir réductif convenablement ménagé. Il passe très-rapidement à l'état de protoxyde, en décomposant l'oxydule de cuivre des scories. Dans le cas où l'action réductive a été trop énergique dans la partie moyenne du four, le fer peut être en excès à l'état métallique, et la scorie ne contient qu'une faible proportion d'oxydule de cuivre, provenant principalement des silicates du lit de fusion. Le fer métallique ne peut plus passer en entier dans la scorie; il doit être absorbé par les sulfures et se combiner dans la matte, car, sans cela, il déterminerait des engorgements dans le bas du four.

Dans ce cas, on n'atteint que partiellement l'un des buts les plus importants de l'opération, la scorification de l'oxyde de fer produit par le grillage.

L'étain est toujours en faible quantité; il agit moins énergiquement que le fer sur l'oxydule de cuivre des silicates, et par conséquent il ne peut être scorifié complétement, que s'il y a peu de fer à l'état métallique, et si les silicates sont riches en oxydule de cuivre : il se divise ordinairement entre la matte et les scories.

Le cuivre et le plomb, amenés à l'état métallique dans la zone de réduction, tombent dans le creuset et se réunissent à la matte, si la proportion de soufre est assez grande : dans le cas contraire, ils s'en séparent en lui

enlevant une partie de l'arsenic, de l'antimoine, de l'étain, etc..., et forment un cuivre noir, plus ou moins impur suivant la nature des minerais mis en traitement.

Les sulfures du lit de fusion agissent sur les silicates avec lesquels ils sont en mélange assez intime. Cette action très-importante commence dès le moment où les silicates se forment, devient plus énergique à mesure que la température est plus élevée, et se continue dans le creuset jusqu'au moment de la coulée. La réaction dominante est celle du sulfure de fer sur l'oxydule de cuivre des silicates : elle produit, comme dans la fonte au réverbère, du sulfure de cuivre et du silicate de protoxyde de fer.

Les silicates ne peuvent pas contenir une très-grande quantité d'oxydule, puisque la majeure partie de l'oxyde de cuivre a dû être réduite dans la partie moyenne du four ; les sulfures sont presque toujours en forte proportion dans le lit de fusion : pour ces deux motifs, la totalité de l'oxydule de cuivre des silicates formés ou chargés dans le four, est très-facilement réduite par le sulfure de fer : les scories des fours à manche n'en contiennent pas une proportion appréciable.

A la suite de toutes ces réactions, les sulfures forment une matte qui se réunit au fond du creuset, en absorbant progressivement le cuivre amené à l'état métallique, et les composés renfermant de l'arsenic et de l'antimoine.

Les scories, dans le creuset, reçoivent constamment les matières très-diverses qui tombent au-dessous de la tuyère; leur fluidité n'est pas assez grande pour que les corps qui doivent se réunir dans la matte puissent se séparer très-rapidement : dans un four à manche dépourvu d'avant-creuset, les scories contiendraient toujours une forte proportion de grenailles.

Avec la disposition, adoptée dans toutes les usines, d'un avant-creuset assez petit pour que les matières puissent rester en fusion complète, séparé du creuset d'abord par la poitrine, et plus bas par le coke, les scories doivent filtrer, pour ainsi dire, de l'intérieur du four dans l'avant-creuset, et laissent complétement déposer les grenailles.

Pendant l'intervalle des coulées, les scories coulent librement par-dessus la brasque, suffisamment pauvres en oxydule et en grenailles pour qu'on puisse les jeter.

Quand on fait couler la matte dans le bassin extérieur, on laisse sortir après elle les scories fluides de l'intérieur du four, pour lesquelles les réactions ne sont pas encore achevées : elles renferment des grenailles, qui ne peuvent pas toutes se déposer avant la solidification toujours assez rapide. Les scories des coulées de matte sont ordinairement rendues assez riches par les grenailles qu'elles contiennent, et ne doivent pas être jetées.

Résumé. — Dans la fonte pour matte au four à manche, on cherche à scorifier l'oxyde de fer et l'oxyde d'étain formés pendant le grillage, ou existant dans les minerais ; à expulser par volatilisation une partie de l'arsenic, de l'antimoine, du plomb et du zinc, en concentrant la totalité du cuivre dans une matte, qui est nécessairement encore assez impure. On atteint le but par des réactions très-délicates : en faisant agir l'oxyde de carbone comme réductif sur les oxydes, on ramène une grande partie de l'oxyde de cuivre à l'état métallique, on réduit le peroxyde de fer à l'état de protoxyde, on décompose en partie les oxydes de zinc et d'étain. En ajoutant une proportion assez grande de scories fusibles, on empêche, par l'affinité de la silice pour le protoxyde de fer, la réduction plus complète de ce dernier au moment où la température devient trop élevée

pour que l'action de l'oxyde de carbone puisse être convenablement ménagée.

Les silicates produits contiennent de l'oxydule de cuivre. Ils sont complétement et rapidement appauvris par l'action du fer métallique produit, et du sulfure de fer contenu dans le lit de fusion.

Les scories très-pauvres en cuivre ne contiennent qu'une partie du zinc et de l'étain des minerais.

Les arséniates et les antimoniates sont entièrement décomposés ; ils laissent volatiliser une certaine proportion d'acide arsenieux et d'oxyde d'antimoine, dans toute la partie du four dans laquelle la température est peu élevée, et l'action réductive très-modérée. Une partie de l'arsenic et de l'antimoine, amenés par l'oxyde de carbone à l'état de combinaisons avec les métaux, passe dans la matte.

Les sulfates sont décomposés complétement, ils perdent un peu de soufre qui se volatilise à l'état d'acide sulfureux ; mais la plus grande partie des sulfates sont transformés en sulfures qui passent également dans la matte.

Les sulfures doivent être en proportion assez grande dans les lits de fusion ; ils servent d'abord à réduire l'oxydule de cuivre combiné avec la silice, ensuite, et principalement, à former la matte, qui doit absorber tout le cuivre produit dans le four par les actions réductives.

La forme du four et la conduite de l'opération ont une grande influence sur les résultats obtenus. Quand on traite des minerais très-chargés d'arsenic et d'antimoine, le grillage produit toujours une proportion assez forte d'arséniates et d'antimoniates.

Pour expulser, dans la fonte au four à manche, une notable quantité d'arsenic et d'antimoine par la décom-

position partielle de ces composés, il faut que les matières du lit de fusion puissent descendre assez lentement dans les parties supérieures du four, et subir longtemps à la température du rouge sombre l'action d'un faible excès d'oxyde de carbone.

Dans le cas de minerais très-impurs, le lit de fusion doit contenir beaucoup de peroxyde de fer; en effet, le grillage ne peut être convenablement utilisé pour l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine, que si les minerais impurs sont mélangés avec une forte proportion de pyrite de fer.

La réduction de l'oxyde de fer à l'état de protoxyde absorbe une très-grande partie de l'oxyde de carbone; la présence du peroxyde de fer est donc utile en ce qu'elle modère l'action réductive sur les arséniates et les antimoniates : elle oblige aussi à prolonger le temps pendant lequel les matières du lit de fusion sont maintenues à une température modérée, afin que la plus grande partie de l'oxyde de cuivre puisse être réduite.

Il est donc convenable de conduire la fonte lentement et dans des fours très-élevés. Ces conditions ne sont pas adoptées dans certaines usines, parce que la consommation du combustible, par tonne de minerai, est d'autant plus grande qu'on passe moins de tonnes dans un temps donné. En fondant très-vite dans des fours très-élevés, on aurait un pouvoir réductif trop considérable, et une trop forte proportion d'oxyde de fer ramené à l'état métallique; on n'éviterait les engorgements qu'en chargeant beaucoup de sulfures; la matte serait pauvre et chargée de fer. On est donc conduit, pour économiser le combustible, à fondre vite, dans des fours très-bas, en laissant passer dans la matte la plus grande partie de l'arsenic et de l'antimoine contenus dans le lit de fusion. Il est fort douteux cependant que l'économie

réalisée sur le combustible compense l'impureté plus grande de la matte.

La fonte pour matte des minerais pauvres, à gangues terreuses, exige des fours très-élevés, et une grande rapidité dans la descente des charges. L'économie de combustible est une condition absolue; on doit chercher à fondre dans un temps donné la plus grande quantité de minerais. La température doit être très-élevée pour la fusion des scories à bases terreuses, le pouvoir réductif est très-énergique, et la matte renferme nécessairement la plus grande partie du fer, de l'étain, de l'arsenic et de l'antimoine des minerais.

La fonte pour matte n'a plus le but complexe que j'ai indiqué précédemment; elle sert presque exclusivement à la séparation des gangues terreuses et à la réunion du cuivre dans une matte pauvre. Elle n'est plus qu'une fonte de *concentration*, presque toujours faite sans grillage préalable, et dont le produit, la matte, doit être considéré comme un minerai plus ou moins impur.

Les minerais très-pauvres, à gangue de pyrite de fer, présentent encore un cas particulier très-intéressant, mais en même temps un problème difficile à résoudre; je l'examinerai en détail, en décrivant l'usine d'Agordo.

Comparaison du four à manche et du four à réverbère. — Dans la fonte pour matte au four à réverbère, on ne peut pas expulser une proportion notable d'arsenic et d'antimoine; on ne peut faire passer dans la scorie qu'une faible partie de l'étain, mais on parvient très-facilement à scorifier la totalité de l'oxyde de fer et une grande partie de l'oxyde de zinc produits par le grillage.

Les sulfures contenus dans les charges sont les seuls agents de réduction de l'oxyde de cuivre; ils doivent être en excès assez grand pour que la matte puisse ab-

sorber tout le cuivre. Cette condition est facilement remplie dans les usines qui reçoivent des minerais très-divers; on réserve pour la fonte pour matte les minerais purs, tandis que les minerais impurs sont débarrassés par un grillage très-avancé d'une grande partie de l'arsenic et de l'antimoine. Des deux opérations faites pour arriver à la production de la matte, une seule a servi à l'expulsion de ces deux corps nuisibles, mais on a pu en tirer tout le parti possible; la matte peut être assez pure. Il n'en saurait être de même dans les usines qui traitent une seule espèce de minerai; le grillage ne peut être que partiel, la matte obtenue contient la plus grande partie de l'arsenic, de l'antimoine et de l'étain des minerais.

Dans la fonte pour matte au four à manche des minerais grillés en grands tas, c'est par l'oxyde de carbone qu'on cherche à réduire les oxydes; les sulfures n'agissent que vers la fin de l'opération pour l'appauvrissement définitif des scories; leur but principal est la formation de la matte. On n'a donc pas la possibilité de réserver *utilement* les minerais pyriteux purs pour la fonte, car ils augmenteraient la proportion de fer contenue dans la matte : il faut les griller partiellement comme les minerais impurs.

Le zinc est en partie volatilisé, tandis qu'au réverbère on ne peut le séparer de la matte qu'en le faisant passer dans la scorie.

La scorification complète de l'oxyde de fer produit par le grillage, et l'expulsion partielle de l'arsenic et de l'antimoine, peuvent être obtenues par une forme de four et par une conduite de l'opération convenablement adaptées à la nature des minerais; par conséquent, la matte du four à manche peut être aussi riche et plus pure que celle du réverbère, bien que le grillage en grands tas

soit inférieur au grillage au réverbère, au point de vue de l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine.

Dans les deux cas, l'étain, que les minerais contiennent à l'état d'oxyde, se partage entre la matte et la scorie.

En adoptant une méthode mixte, grillage au réverbère, fonte pour matte au four à manche, il serait certainement possible d'obtenir une matte plus pure que celle retirée des mêmes minerais, soit par la méthode anglaise, soit par la méthode allemande.

Pour le traitement des minerais impurs et d'une seule provenance, le four à manche doit toujours être préféré au réverbère, parce qu'il est alors bien plus important que la fonte serve à l'expulsion d'une partie des corps nuisibles, que le grillage *imparfait* au réverbère laisse en forte proportion dans les minerais.

Troisième opération. — Grillage de la matte.

Disposition des cases. — Les cases sont ordinairement placées sous un hangar et adossées contre les deux longs côtés; elles sont séparées les unes des autres par des murs en briques, dont la hauteur ne dépasse pas 2 mètres. Les dimensions horizontales sont peu variables, elles ont généralement $1^m,50$ de largeur sur $2^m,50$ ou 3 mètres de profondeur. A l'usine de Boston, chaque case est recouverte par une voûte et communique avec une cheminée commune à toutes les cases rangées d'un même côté de l'atelier : la matte et le combustible sont placés sur une grille peu élevée au-dessus du sol; le devant des cases est fermé avec des briques sèches quand le chargement est terminé.

En Allemagne, les cases sont ouvertes à la partie supérieure, la matte et le combustible sont disposés par couches alternatives : sur le sol, une couche de menus bois, puis une certaine épaisseur de matte en gros morceaux; puis de menu bois et du charbon, et, enfin, de la matte en plus petits fragments. Le devant des cases n'est

fermé que par des gros morceaux de matte, entre lesquels on ménage à la partie inférieure les ouvertures nécessaires pour l'allumage et l'admission de l'air.

Ces deux dispositions sont très-analogues; mais les réactions chimiques sont plus rapides et plus régulières dans les cases voûtées, et on n'a pas besoin de soumettre les mattes à un aussi grand nombre de feux.

Opération. — Je suppose ici les cases disposées comme à l'usine de Boston : sur la grille, on met une couche de bois de faible valeur et en fragments très-petits : au-dessus on place la matte cassée au marteau ; les plus gros morceaux sur le bois, les plus petits à la partie supérieure ; le tas ne s'élève pas jusqu'à la voûte ; la face supérieure est à la hauteur du rampant qui doit conduire les gaz à la cheminée. On ferme le devant de la case avec des briques, en laissant libre toute la partie inférieure à la grille. On allume le bois par-dessous la grille, et autant que possible sur toute son étendue ; la combustion du bois porte la matte à une température assez élevée pour que le soufre et les métaux puissent se combiner avec l'oxygène de l'air. L'oxydation dégage bien moins de chaleur que celle des minerais, parce que le soufre n'est pas en proportion aussi grande. Mais cependant la chaleur produite suffit pour porter successivement les diverses parties du tas à la température à laquelle l'oxydation peut avoir lieu. La combustion s'élève progressivement jusqu'à la partie supérieure, sans qu'on ait besoin d'interposer une seconde couche de combustible, comme cela est quelquefois nécessaire dans les cases allemandes.

Quand la case est refroidie, on enlève le mur en briques, on défait le tas, en mettant de côté pour un second grillage (un second feu) tous les morceaux un peu gros, au centre desquels l'air n'a pu pénétrer.

Pour le second feu, on emploie une proportion plus grande de combustible, parce qu'il est nécessaire de chauffer tous les morceaux pour que l'oxydation puisse avoir lieu.

Un troisième feu ne serait nécessaire que pour des mattes très-compactes et en trop gros morceaux.

Réactions.—La matte contient à peu près 30 pour 100 de soufre, de 30 à 35 pour 100 de cuivre; une quantité assez grande de fer; puis de l'étain, du plomb, du zinc, de l'arsenic et de l'antimoine, en proportions variables avec la nature des minerais traités. Elle est enlevée du bassin de coulée en rondelles ordinairement peu épaisses, afin que le cassage au marteau ne soit pas trop pénible, et principalement afin que dans le grillage en cases l'oxydation puisse pénétrer jusqu'au centre des morceaux. On doit faire varier l'épaisseur des rondelles avec la compacité de la matte et le degré d'oxydation qu'on veut obtenir par le grillage.

Les morceaux sont toujours très-irréguliers; les vides entre lesquels l'air et les gaz doivent passer sont très-nombreux, mais très-petits, si l'on a le soin de mélanger un peu de menus avec les morceaux. Le tirage peut se faire assez facilement, et cependant l'air est forcé de se diviser en une multitude de canaux très-étroits.

La combustion du bois placé sur la grille échauffe un peu toute la charge, la case et le rampant; elle porte les morceaux de matte, qui sont immédiatement en contact avec le combustible, à une température assez élevée pour que le soufre et les métaux se combinent avec l'oxygène de l'air; quand tout le bois est brûlé, le grillage commence sur une hauteur assez grande au-dessus de la grille; l'air ne peut pas être rapidement privé de son oxygène, parce que le contact avec les corps oxydables n'a lieu qu'à la surface des morceaux, et que la matte

ne laisse pas distiller du soufre. La hauteur de la zone dans laquelle a lieu l'oxydation est beaucoup plus grande que dans les tas de grillage des minerais; elle est encore augmentée par l'activité du tirage produite par la cheminée.

L'oxydation est facile et vive à la surface des morceaux, mais pénètre difficilement et lentement dans l'intérieur; la chaleur dégagée n'est pas très-grande et suffit seulement pour maintenir la matte à la température nécessaire à l'oxydation.

Dans ces conditions le soufre donne principalement de l'acide sulfureux; l'arsenic et l'antimoine se volatilisent en grande partie à l'état d'acide arsenieux et d'oxyde d'antimoine; les métaux s'oxydent; il ne se forme qu'une très-faible proportion d'arséniates, d'antimoniates et de sulfates.

A mesure que les réactions sont plus avancées auprès de la grille, l'air peut conserver de l'oxygène sur une plus grande hauteur, et la combustion monte progressivement jusqu'à la partie supérieure du tas.

Il faut faire une grande différence entre les menus fragments et les morceaux : dans les derniers, le contact intime de l'air ne peut avoir lieu qu'à la surface; dans l'intérieur l'air pénètre difficilement, et par conséquent l'oxygène est en quantité insuffisante; de là résulte que le soufre, l'arsenic et l'antimoine peuvent être volatilisés presque complétement, dans toutes les parties que l'air peut atteindre.

Au contraire, pour les menus fragments l'air est en excès pendant presque toute la durée de l'oxydation; il doit donc se former une forte proportion d'arséniates et d'antimoniates.

Le cassage de la matte n'est donc pas une opération sans importance; on doit éviter, autant que possible, de

produire trop de menus; d'un autre côté, l'épaisseur des rondelles, et, par suite, des morceaux, ne doit pas être trop grande, et doit varier avec le degré de compacité de la matte.

Dans le second feu, auquel on soumet seulement les gros morceaux, il est indispensable d'employer une quantité de combustible assez grande pour porter toute la charge à la température à laquelle l'oxydation peut avoir lieu : les morceaux ne se laissent plus pénétrer que lentement et difficilement par l'air; la combinaison du soufre et des métaux avec l'oxygène dégage à peine assez de chaleur pour maintenir la température à laquelle ils ont été portés par le combustible.

Il en est de même à plus forte raison pour les feux suivants. Dans toutes ces opérations, l'oxygène est toujours en contact peu intime avec les corps oxydables, auxquels il ne peut parvenir qu'en traversant la croûte superficielle des oxydes déjà formés dans les premiers grillages; la plus grande partie de l'arsenic, de l'antimoine et du soufre peut être expulsée.

L'étain, le plomb et le zinc sont oxydés, mais restent en totalité dans la matte grillée.

Le grillage en cases est donc parfaitement adapté au but qu'on doit se proposer : oxyder le fer, le plomb, le zinc, le cuivre; expulser une grande partie du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine. Pour l'étain seulement, cette opération ne peut servir à la purification de la matte.

Comparaison avec le grillage au réverbère. — Dans le traitement des minerais pyriteux au réverbère, le grillage de la matte peut être poussé plus ou moins loin, suivant la proportion des minerais sulfurés dont on peut disposer pour la fonte suivante. Quand ces minerais sont en quantité suffisante, on doit prolonger, dans le

grillage de la matte, la période d'oxydation à basse température, en présence d'une proportion d'air très-limitée; on expulse par là la plus grande partie du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine. Quand on n'a pas de minerais sulfurés purs, on est forcé de limiter la période d'oxydation, et de laisser dans la matte grillée une grande partie de l'arsenic et de l'antimoine, afin de ne pas chasser le soufre qui est indispensable dans l'opération suivante. Il est, par suite, impossible de tirer un bon parti du grillage pour la purification de la matte.

Au contraire, dans la méthode de traitement au four à manche, la réduction des oxydes contenus dans la matte grillée devant être produite principalement par l'oxyde de carbone, on n'a besoin de laisser dans ce produit qu'une faible proportion de soufre; on peut, en multipliant les feux, et en disposant convenablement l'épaisseur des rondelles de matte et leur cassage au marteau, faire pénétrer lentement l'oxydation presque jusqu'au centre des morceaux, et ne laisser dans la matte grillée qu'une très-faible proportion de soufre, d'arsenic et d'antimoine.

Le grillage en cases, dans la méthode des fours à manche, est donc plus utile pour l'expulsion des deux corps nuisibles, que ne peut l'être généralement le grillage au réverbère dans la méthode anglaise.

Dans les deux méthodes, l'étain, le zinc et le plomb restent dans la matte grillée.

Quatrième opération. — Fonte pour cuivre noir.

La fonte pour cuivre noir est faite dans des fours à manche peu élevés, dont la forme et la disposition varient avec la nature des minerais traités et le prix du combustible. On cherche ordinairement à modérer le pouvoir réductif d'autant plus que la matte grillée renferme une plus forte proportion d'oxyde de fer, d'arséniates et d'antimoniates.

Lit de fusion. — On passe dans les lits de fusion :

La matte grillée, qui contient : des oxydes métalliques, des combinaisons sulfurées ; une petite proportion de sulfates, d'arséniates et d'antimoniates ;

Des minerais oxydés et carbonatés riches et purs, ne renfermant qu'une faible proportion de gangues, ordinairement argileuses ou quartzeuses ;

Des scories de raffinage, des débris de soles et de fours, des résidus divers, riches en cuivre et ne contenant qu'une très-faible proportion d'étain, d'arsenic et d'antimoine ; ces matières apportent encore au lit de fusion du quartz et de l'argile, fort utiles pour la scorification de l'oxyde de fer ;

Des scories siliceuses de la première fonte, contenant des grenailles de matte, mais cependant pauvres en cuivre : elles sont indispensables pour les réactions qui ont lieu dans le four, et doivent être ajoutées en proportion d'autant plus forte qu'on a plus d'oxyde de fer à scorifier.

Opération. — Ces matières sont chargées contre la warme, le coke est jeté contre la poitrine ; le nez est maintenu assez long pour conduire le vent jusqu'au combustible : les scories coulent librement par-dessus la brasque de l'avant-creuset ; à des intervalles réguliers, on fait couler dans le bassin extérieur le cuivre noir, la matte et la scorie, contenus dans le creuset.

Je n'ai pas besoin d'insister ici sur les détails de cette opération, et je passe immédiatement à l'exposé des réactions chimiques.

Réactions. — Elles sont analogues à celles que j'ai précédemment exposées en parlant de la fonte pour matte.

Je signalerai cependant quelques différences : à mesure que les charges descendent vers la tuyère, les ma-

tières du lit de fusion subissent l'action réductive de l'oxyde de carbone et du coke, à une température progressivement plus élevée. Il est essentiel que la plus grande partie de l'oxyde de cuivre soit décomposée, et le cuivre amené à l'état métallique, avant que les scories chargées n'entrent en fusion. Il faut en même temps que l'oxyde de fer ne soit ramené qu'à l'état de protoxyde, et que ce dernier soit préservé presque complétement, par sa combinaison avec la silice, d'une réduction plus complète.

En effet, les sulfures, et principalement le sulfure de fer, sont en très-faible proportion dans le lit de fusion, et doivent servir à la formation de la matte : on doit chercher à en laisser le moins possible dans la matte grillée, parce que la purification de ce produit est d'autant plus grande que le grillage a été poussé plus loin. Il faut donc, dans la fonte pour cuivre noir, ne faire servir qu'une très-petite quantité de sulfure de fer à l'appauvrissement des silicates chargés ou formés dans le four : on doit chercher à réduire par l'oxyde de carbone et le charbon le plus possible de l'oxyde de cuivre, avant la fusion des silicates. On doit, pour la même raison, ne passer dans la fonte qu'une très-petite quantité de minerais silicatés ou de scories riches, dont la réduction exigerait une forte proportion de sulfures : on serait obligé de ne pas pousser aussi loin le grillage et la purification de la matte, à moins d'avoir à sa disposition des minerais sulfurés très-riches, en proportion correspondante.

Il serait cependant possible d'appauvrir les silicates en ménageant les sulfures, en disposant le four de manière à réduire à l'état métallique une partie de l'oxyde de fer. Ce serait alors le fer métallique qui réduirait l'oxydule de cuivre combiné dans les silicates. Il faut éviter

autant que possible cette disposition, parce qu'on n'est pas maître de régler la proportion de fer amené à l'état métallique. On aurait presque toujours un excès de fer, qui se répartirait entre la matte et le cuivre noir. Les scories seraient très-pauvres, mais la matte contiendrait beaucoup de fer ; le cuivre noir serait très-ferreux et son affinage présenterait de grandes difficultés. Le cuivre noir et la matte seraient d'ailleurs plus impurs, car la condition principale de l'expulsion partielle de l'arsenic et de l'antimoine, et de la scorification d'une partie de l'oxyde d'étain, est la modération de l'action réductive de l'oxyde de carbone avant la fusion des silicates.

Il est donc très-important de faire la fonte pour cuivre noir dans des fours peu élevés, et de fondre d'autant plus lentement que la matte grillée contient plus d'oxyde de fer et surtout d'arsenic et d'antimoine. La proportion des scories siliceuses varie principalement avec les quantités d'oxydes de fer et d'étain.

Quelque grandes que soient les précautions prises dans toutes les opérations du traitement, on ne parvient pas à expulser ou scorifier la totalité des corps nuisibles ; il reste toujours, dans le cuivre noir, avec le soufre et le fer, une proportion plus ou moins faible d'arsenic, d'antimoine, d'étain, de zinc, de plomb, etc., quand les minerais en renferment. Tout ce qu'on peut espérer est d'obtenir de la seconde fonte le cuivre noir assez pur pour être affiné.

Minerais très-impurs. — On ne peut pas y parvenir en traitant des cuivres gris, même mélangés avec une proportion quatre ou cinq fois plus grande de minerais pyriteux chargés de pyrites de fer : il faut modifier le traitement et n'obtenir à la seconde fonte qu'une matte, en ajoutant des minerais pyriteux et sulfurés purs au lit de fusion.

On doit faire deux opérations de plus : grillage de la matte en cases, et fonte par cuivre noir.

Dans le cas où il est impossible de se procurer des minerais sulfurés pour aider à la production de la seconde matte, ou bien dans les usines qui ne reçoivent qu'une seule qualité de minerais, il est nécessaire de laisser, après les divers grillages en cases, assez de sulfures pour que les fontes ne donnent que des mattes; on n'utilise qu'en partie ces opérations pour l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine. Le cuivre noir de la troisième fonte est encore trop impur pour être affiné. Il faut donc encore n'obtenir qu'une matte, la soumettre au grillage et à une quatrième fonte.

Cette multiplication de grillages et fontes pour matte, dont on peut citer plusieurs exemples, est très-pénible et peu rationnelle, car la condition d'obtenir seulement de la matte dans les fontes successives, sans ajouter de minerais pyriteux ou sulfurés dans les lits de fusion, oblige à pousser très-peu les grillages successifs, en tas et en cases : on n'utilise que très-imparfaitement les opérations qui pourraient permettre d'expulser la plus grande partie des corps nuisibles, et on les utilise d'autant moins qu'on pense devoir multiplier davantage le nombre des fontes.

Par conséquent, pour le traitement des minerais très-impurs, il est indispensable d'avoir des minerais pyriteux et sulfurés purs, qu'on puisse passer en proportion plus ou moins grande dans les fontes successives.

On voit, par ces considérations générales, que la méthode des fours à manche, très-simple quand les minerais ne contiennent que peu de pyrite arsenicale, de cuivre gris, d'arséniates, d'oxyde d'étain, etc., devient extrêmement compliquée quand les minerais renferment une forte proportion de ces espèces minérales. Les difficultés

du traitement sont, dans ce dernier cas, beaucoup plus grandes quand on ne peut pas réserver pour les dernières fontes des minerais sulfurés purs.

Enfin, le soufre en forte proportion étant indispensable pour la formation des mattes successives, il est impossible de traiter au four à manche des cuivres gris seuls et sans mélange de minerais pyriteux.

Ces observations sont également applicables à la méthode anglaise : la matte donnée par la quatrième opération ne peut être assez pure pour passer au rôtissage, que si on a pu mélanger les minerais impurs avec une proportion très-grande de minerais pyriteux et passer dans les deux fontes, pour la formation des mattes, des minerais pyriteux et sulfurés, parfaitement exempts d'arsenic, d'antimoine et d'étain.

Cette condition est encore plus absolue que pour la méthode des fours à manche, parce que les grillages sont les seules opérations qui puissent expulser une proportion notable d'arsenic et d'antimoine; les fontes servent à scorifier l'oxyde de fer et une portion de l'oxyde d'étain, et à réunir le cuivre dans un produit qu'on puisse soumettre à une action oxydante.

Dans la méthode des fours à manche, les fontes permettent d'expulser une certaine partie de l'arsenic et de l'antimoine ; la purification peut donc être plus rapide. Aussi, pour les minerais de provenances diverses, dont j'ai émis l'hypothèse au commencement du paragraphe 1er, la quatrième opération de la méthode anglaise donne seulement une matte, tandis que la seconde fonte au four à manche produit une forte proportion de cuivre noir, assez pur pour passer à l'affinage.

Cinquième opération.

Le cuivre noir peut être aussi bien affiné au petit foyer qu'au réverbère ; les réactions sont à peu près les mêmes et peuvent être utilisées presque au même degré,

dans les deux appareils, pour la purification du cuivre. Le réverbère permet une plus grande économie, d'abord parce qu'on opère sur un poids beaucoup plus considérable, et ensuite parce que le raffinage peut suivre immédiatement l'affinage. Dans le petit foyer les deux opérations sont séparées.

Affinage du cuivre noir au petit foyer.

Après les détails que j'ai donnés précédemment, il ne me reste à examiner que l'affinage au petit foyer, pour compléter l'étude générale de toutes les opérations de la métallurgie du cuivre.

Le foyer est disposé comme je l'ai déjà dit en décrivant l'usine de Perm. Le cuivre noir moulé en lingots est placé en face de la tuyère, à une distance très-faible de l'œil de la buse. On le fait fondre lentement, en ayant soin que les gouttelettes du métal traversent la zone de combustion : la fusion a lieu dans une atmosphère oxydante.

Quand la charge est fondue, on fait plonger la buse sur le bain, de manière qu'une partie du vent puisse agir comme oxydant sur le cuivre, pendant que l'autre partie, en brûlant le charbon, sert à entretenir la température élevée nécessaire aux réactions.

Il se produit des scories auxquelles la silice est fournie par l'argile de la brasque et par celle qu'on place sous la buse pour préserver cette partie du foyer : les bases sont les oxydes des métaux contenus dans le cuivre noir; l'oxydule du cuivre est toujours en très-forte proportion.

Les scories sont enlevées à mesure qu'elles se réunissent à la surface du bain; quand elles cessent de se produire, l'affineur peut être certain que le cuivre ne renferme plus une proportion notable de fer, de zinc, etc.

Après l'enlèvement des scories, on continue l'action du vent et on porte le métal à une température très-élevée,

jusqu'au moment où un bouillonnement assez vif indique la réaction du sulfure sur l'oxydule de cuivre. Quand il a cessé, le cuivre ne renferme plus de soufre; on fait encore agir l'air lancé par la buse comme oxydant, jusqu'à ce que le bain contienne une notable proportion d'oxydule de cuivre en dissolution. L'affineur prend des essais avec une cuiller de fer, les laisse refroidir lentement, les casse dans un étau : il considère l'affinage comme terminé quand les essais lui indiquent que la proportion d'oxydule de cuivre augmente progressivement sous l'action du vent.

A ce moment on écarte les charbons et on procède à l'enlèvement des rosettes, ou au moulage des lingots.

Réactions. — Pendant la fusion lente du cuivre, à une faible distance de la buse et dans l'intérieur de la zone oxydante, tous les corps contenus dans le cuivre noir s'oxydent en partie; une petite proportion de soufre, d'arsenic et d'antimoine peut être expulsée par la formation d'acides sulfureux et arsenieux et d'oxyde d'antimoine; mais la principale action de l'oxygène s'exerce sur le cuivre, qui est en quantité beaucoup plus grande que tous les autres corps.

Par conséquent, au petit foyer comme au réverbère, la première période de l'affinage, la fusion lente dans une atmosphère oxydante, ne peut volatiliser qu'une très-faible proportion du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine contenus dans le cuivre noir.

Quand tout le cuivre mis en opération est fondu, on fait agir le vent à la surface du bain et, par là, on détermine la formation d'oxydule de cuivre; une très-petite partie des corps étrangers peut être oxydée par l'action directe du vent; c'est l'oxydule de cuivre qui est l'agent de purification. Il est décomposé rapidement par le fer et par le zinc, très-lentement au contraire par l'étain,

l'antimoine et l'arsenic ; il ne peut agir sur le soufre que lorsqu'il est dissous dans le bain en forte proportion, c'est-à-dire vers la fin de l'opération.

Les premiers produits de la seconde période de l'affinage sont les oxydes de fer et de zinc qui viennent à la surface, se combinent en partie avec la silice des parois, et forment des scories ou crasses, qui retiennent beaucoup d'oxydule de cuivre ; en les enlevant avec un rable, on entraîne une proportion assez forte de grenailles. Ces crasses et scories sont donc très-riches ; elles sont en même temps très-pures, car la très-grande affinité du cuivre pour l'arsenic, l'antimoine, l'étain et le soufre, encore augmentée par l'énorme excès du cuivre, s'oppose à l'action de l'oxydule sur les différents corps. Le zinc lui-même est oxydé moins facilement que le fer ; il en reste toujours une petite proportion dans le cuivre.

Certains minerais contiennent une quantité de nickel très-faible, quelquefois même inappréciable par l'analyse. Dans les opérations successives du traitement, il se concentre en grande partie dans les mattes et enfin dans le cuivre noir ; pendant l'affinage il se comporte comme le zinc, c'est-à-dire que l'affinité du cuivre s'oppose à l'oxydation complète du nickel par l'oxydule de cuivre.

On peut faire passer la plus grande partie du nickel dans les crasses ou scories, mais à la condition d'oxyder une très-forte proportion du cuivre.

Ainsi, la formation des scories répond principalement à l'oxydation du fer par l'oxydule de cuivre : une partie du zinc et du nickel peuvent être oxydés, mais l'action est lente et ne saurait être complète sans exposer à une perte considérable en cuivre. L'étain est oxydé seulement en partie et plus difficilement que le nickel. L'action de l'oxydule de cuivre en faible proportion, en

présence d'un grand excès de cuivre métallique, est très-curieuse et mérite d'être examinée en détail. L'oxydule dissous dans le cuivre agit sur les sulfures, de la même manière que par voie humide une dissolution contenant du protochlorure de cuivre décompose ces mêmes sulfures : les métaux sont dissous, le cuivre est précipité et le soufre devient libre. La seule différence est que dans l'action par voie sèche le soufre, mis en liberté en présence d'un excès de cuivre métallique, se combine avec lui, en sorte que l'ensemble de ces réactions chimiques équivaut à une série de doubles décompositions des sulfures par l'oxydule. Les sulfures de fer et de zinc agissent plus facilement que ceux de nickel et d'étain, mais pour ces derniers l'action peut être cependant complète.

Il reste à expliquer pourquoi le fer se sépare, dans l'affinage, bien plus facilement que les autres métaux.

Le fer n'a aucune affinité chimique pour le cuivre; il ne peut donc exister dans le cuivre noir qu'à l'état de combinaison avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine, en dissolution dans le cuivre ; l'action de l'oxydule est donc facilement complète; elle est d'ailleurs la même sur l'arseniure et l'antimoniure de fer que sur le sulfure; l'arsenic et l'antimoine, séparés par l'oxydation du fer, se combinent avec le cuivre en excès.

Au contraire, le zinc, le nickel, l'étain ne sont pas seulement combinés avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine, mais aussi en grande partie avec le cuivre.

L'action de l'oxydule de cuivre sur les combinaisons de ces métaux avec le soufre, l'antimoine et l'arsenic est complète et, comparativement, assez rapide.

Elle est au contraire extrêmement lente sur les combinaisons de ces métaux avec le cuivre; la décomposition est déterminée par des différences plus ou moins faibles

d'affinités chimiques; elle ne peut se produire qu'en présence d'une proportion assez grande d'oxydule de cuivre.

On voit, en même temps, que la condition essentielle de la facile scorification du fer est que ce métal soit en entier combiné avec le soufre ; je ne parle plus de l'arsenic et de l'antimoine, car ces deux corps ne peuvent pas être séparés économiquement du cuivre par l'affinage ; il est indispensable que le cuivre noir n'en renferme qu'une très-faible proportion.

Si le fer est en excès, relativement au soufre, il se trouve en partie à l'état métallique et très-irrégulièrement disséminé dans le cuivre noir en fusion : son oxydation complète est alors très-lente, elle exige une proportion bien plus forte de l'oxydule.

Enfin, dans la dernière partie de l'affinage, dès que l'oxydule est dissous en proportion assez grande, il agit sur les combinaisons du cuivre avec le soufre, l'antimoine, l'arsenic, l'étain, le zinc, etc. L'action sur le sulfure est de beaucoup la plus facile; elle donne de l'acide sulfureux et du cuivre métallique ; le dégagement de l'acide sulfureux est rapide et produit un véritable bouillonnement, dont la fin indique la purification à peu près complète du cuivre, quand on n'a traité que des minerais assez purs.

Dans le cas d'un cuivre noir contenant encore une proportion assez grande d'arsenic, d'antimoine, d'étain, de zinc, etc., la fin du bouillonnement prouve seulement que la presque totalité du soufre est expulsée ; mais il reste encore dans le cuivre une grande partie des métaux étrangers. En continuant l'oxydation on augmente la proportion d'oxydule de cuivre et on peut déterminer l'oxydation lente du nickel, du zinc et même de l'étain ; mais on ne peut pas espérer de faire agir l'oxydule sur

l'arsenic et l'antimoine, à moins d'oxyder la majeure partie du cuivre.

On peut purifier le cuivre, en ajoutant une petite quantité de plomb métallique, qui se réunit au fond de la sole en enlevant au cuivre une partie de l'étain et de l'antimoine, mais n'en sépare pas l'arsenic. L'addition de plomb est inutile quand les minerais renferment de la galène, parce que le plomb (au moins la partie qui n'a pas été volatilisée dans les diverses opérations, ou qui n'a pas pénétré dans les fissures des soles et des bassins) se rassemble dans le cuivre noir et concourt à sa purification.

On voit que les réactions de l'affinage sont à peu près identiques au four à réverbère et au petit foyer ; elles sont plus faciles à suivre et à régler quand on opère sur un poids assez faible de cuivre noir ; mais l'avantage qui en résulte pour l'affinage au petit foyer ne suffit pas pour compenser l'excès de dépense en combustible et en main-d'œuvre.

Dans les deux méthodes la première partie de l'opération, la fusion lente dans une atmosphère oxydante, peut seule volatiliser une faible partie de l'arsenic et de l'antimoine.

Le fer peut être aisément scorifié s'il n'est pas en trop grand excès relativement au soufre ; on arrive plus difficilement à faire passer dans les crasses ou scories le zinc et le nickel, plus difficilement encore une partie de l'étain ; la volatilisation du soufre à l'état d'acide sulfureux est aisément complète ; un petit excès de soufre est utile pour l'oxydation de tous les métaux étrangers.

Le cuivre affiné contient toujours une partie de l'étain et la plus grande partie de l'arsenic et de l'antimoine contenus dans le cuivre noir.

C'est donc dans les opérations qui précèdent l'affinage qu'on doit chercher à expulser ou scorifier les corps nuisibles à la qualité du cuivre; le but principal de l'opération est d'enlever au cuivre le fer et le soufre.

Sixième opération. — Raffinage.

Je n'ai pas à revenir sur les détails que j'ai donnés précédemment sur le raffinage; au petit foyer comme au réverbère, il ne peut servir qu'à ramener le cuivre à l'état malléable, et ne lui enlève pas une proportion notable d'arsenic, d'antimoine et d'étain.

Considérations générales sur les deux méthodes de traitement, par voie sèche, des minerais pyriteux. — Les deux méthodes sont d'une application facile, quand il s'agit de traiter des minerais pyriteux à peu près purs, ne contenant avec l'espèce minérale, cuivre pyriteux ou panaché, que de la pyrite de fer et des gangues terreuses; le choix entre les deux méthodes dépend en partie de la richesse des minerais, mais principalement des conditions d'approvisionnement en combustibles.

Au réverbère on consume toujours beaucoup plus de houille qu'on ne brûle de bois, de charbon et de coke dans le traitement du four à manche. Cette considération serait suffisante pour faire adopter la méthode allemande.

Malheureusement les minerais purs sont l'exception, et le cas général, celui qui a la plus grande importance à l'époque actuelle, est le traitement des minerais de provenances diverses, de richesse et de nature très-différentes. On peut presque toujours acheter à des prix raisonnables les minerais impurs, par exemple les cuivres gris, et une grande usine a un intérêt évident à choisir la méthode qui permet de passer dans le traitement la plus forte proportion de ces minerais impurs, en livrant au commerce du cuivre assez malléable pour être vendu facilement.

La question du combustible n'a plus alors la même influence sur le choix du procédé; il faut tenir grand compte de la facilité offerte pour le traitement des minerais variables et pour l'expulsion des corps nuisibles.

La méthode anglaise se prête très-bien aux changements de nature des minerais; elle permet de retirer du cuivre assez bon de minerais très-chargés d'arsenic et d'antimoine, à la condition expresse qu'on puisse les mélanger, pour le grillage, avec un excès de pyrites de fer, et qu'on puisse introduire dans les fontes pour matte une proportion correspondante de minerais pyriteux et sulfurés, riches et purs.

Les grillages sont les seules opérations qui servent à l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine; les fontes pour matte et pour cuivre noir ont pour résultat la scorification de l'oxyde de fer, et la concentration du cuivre dans un produit plus ou moins sulfuré.

Les ouvriers doivent être très-habiles, car eux seuls peuvent modifier le travail de chaque opération, suivant les variations des minerais. L'usine doit être placée à proximité d'un bassin houiller, car la consommation de houille est très-grande.

La méthode allemande a sur la méthode anglaise un grand avantage (indépendamment de l'économie de combustible), c'est que les fontes au four à manche expulsent une proportion notable d'arsenic et d'antimoine et sont utilisées pour la purification presque autant que pour la concentration. Les grillages en cases donnent des résultats aussi favorables que les grillages au réverbère; le grillage en grands tas seul paraît défectueux : il permet une forte économie de combustible et de main-d'œuvre, mais il oblige les usines à avoir de très-grands approvisionnements. Au point de vue des réactions, il ne permet pas d'utiliser complétement la première opé-

ration pour la volatilisation de l'arsenic et de l'antimoine, il donne des résultats souvent très-irréguliers, parce qu'il est influencé par les variations atmosphériques; au point de vue économique, il force à augmenter beaucoup le fond de roulement dans les usines qui achètent le minerai.

Ces considérations conduiraient à adopter une méthode mixte pour le traitement de minerais très-divers, contenant une certaine proportion de cuivre gris; la série des opérations serait la suivante :

1° Grillage presque complet, au réverbère, de tous les minerais impurs, les cuivres gris étant mélangés avec un excès de minerais contenant beaucoup de pyrites de fer;

2° Fonte au four à manche des minerais grillés, avec addition de minerais pyriteux purs et riches, de scories fusibles, des scories, crasses et résidus du traitement contenant du cuivre et en même temps de l'arsenic et de l'antimoine : elle donnerait une matte et des scories pauvres;

3° Grillage presque complet de la matte, en cases ou au réverbère, suivant les prix des combustibles;

4° Fonte pour cuivre noir au four à manche de la matte grillée, avec addition des minerais oxydés, carbonatés et sulfurés, riches et purs, de scories siliceuses et de toutes les scories, crasses et résidus divers, provenant du traitement, riches et presque purs; la fonte donnerait du cuivre noir, une petite quantité de matte et des scories;

5° Affinage et raffinage au four à réverbère.

Pour le traitement de minerais extrêmement impurs, il faudrait deux opérations de plus, une fonte pour matte et un grillage, intercalées entre la troisième et la quatrième opération de la série précédente.

Pour cette méthode mixte, comme pour les deux méthodes actuellement employées, il serait essentiel que les

minerais chargés de pyrites de fer, les cuivres pyriteux et sulfurés, riches et purs, fussent en proportion d'autant plus grande qu'on aurait à passer dans le traitement une plus forte quantité de cuivre gris.

§ 4.

Premier exemple. — Traitement des minerais pyriteux dans le pays de Galles (Angleterre).

On exploite en Angleterre des mines très-importantes qui livrent des minerais généralement pauvres et impurs. Ce sont presque tous des cuivres pyriteux et sulfurés, à gangue de pyrite de fer, de pyrite arsenicale et de quartz ; la teneur moyenne des minerais préparés est comprise entre 7 et 8 pour 100. Les centres d'exploitation sont dans le Cornouailles, dans le Devonshire et en Irlande; la production annuelle est un peu variable, on peut l'évaluer en moyenne à 200,000 tonnes.

Ces minerais ne sont pas traités seuls dans les nombreuses usines établies sur la côte nord de la baie de Bristol, à Swansea ou dans les environs, et dans celles construites récemment du côté de Liverpool. On les mélange avec des minerais de toute qualité, généralement assez riches, apportés des diverses parties du monde par les navires anglais, comme cargaisons spéciales, quelquefois comme lest. Les différents Etats de l'Amérique du Sud, Cuba, l'Australie, le cap de Bonne-Espérance, la côte d'Afrique, l'Espagne, les Etats de la Méditerranée, l'Algérie elle-même, envoient à Swansea et à Liverpool d'énormes quantités de minerais de cuivre, sur lesquels les fondeurs peuvent réaliser des bénéfices importants, puisque l'Angleterre est au moment actuel le seul marché pour ces minerais.

Les usines de Swansea sont les plus anciennes et maintenant encore les plus importantes; ce n'est que depuis un petit nombre d'années que l'industrie métallurgique s'est établie dans le voisinage de Liverpool; elle prendra certainement de ce côté un développement très-rapide, grâce aux facilités que donnent, pour l'apport des minerais étrangers, les relations commerciales très-étendues que le port de Liverpool entretient avec le monde entier.

Il ne m'appartient pas du reste de discuter la position plus ou moins favorable des usines anglaises, je dois me borner à l'exposition de la méthode adoptée par toutes ces usines; dans ce but, je considérerai seulement les établissements des environs de Swansea, et je suivrai la marche tracée par M. Leplay, dans son excellente description de la *méthode galloise*, publiée en 1848 dans les *Annales des mines*.

Je dois renvoyer les lecteurs à cette publication, pour tous les détails de la méthode; je ne donnerai que les explications strictement nécessaires pour faire comprendre le but des nombreuses opérations, et les résultats obtenus.

Situation générale des usines. — Les usines appartiennent à un certain nombre de propriétaires ou de Compagnies puissantes, et sont établies dans des conditions à peu près également favorables pour les transports des minerais, des combustibles et des diverses matières premières. Elles sont construites sur les bords de petites rivières, dans lesquelles les navires peuvent entrer; les minerais sont déchargés aux quais des usines, sans transbordements. La houille, le sable, l'argile, le spath-fluor employé comme fondant, etc., sont amenés par des canaux ou par des chemins de fer, établis à un niveau un peu supérieur à celui du quai. La différence

de niveau est utilisée pour rendre aussi commodes que possible tous les transports intérieurs des minerais, des combustibles et des produits du traitement.

Combustibles. — On brûle dans tous les fours à réverbère un mélange de houille grasse et de houille maigre, en proportions variables avec la température dont on a besoin pour la réussite des opérations; pour le raffinage on remplace, au moins en partie, le charbon de bois par de l'anthracite, parfaitement exempt de pyrites de fer. On peut admettre que la tonne coûte, rendue aux usines :

Pour la houille maigre, de.....	5 francs	à 5 fr.	60 c.
— grasse, de.....	7	à 7	50
Pour l'anthracite.....	15		

Les cendres des houilles grasses et maigres contiennent de l'argile et de l'oxyde de fer, et s'agglomèrent très-fortement dans le foyer. Les ouvriers peuvent maintenir sur les barreaux des grilles une épaisseur assez grande de cendres agglomérées en masses spongieuses. Ils en forment une grille artificielle, dont les intervalles très-petits et très-nombreux permettent à l'air un accès facile, en empêchant les menus fragments de combustibles de tomber dans le cendrier. Cette disposition se retrouve en Silésie pour les fours à zinc ; elle est très-utile pour brûler des houilles très-menues et très-maigres.

Je conserverai aux cendres agglomérées le nom de *craya*, que M. Leplay leur a donné.

Fondants. — La plupart des minerais ont une gangue quartzeuse; le fondant le plus généralement employé est le spath-fluor, exploité dans plusieurs mines du Cornouailles; il n'est pas très-pur, mais, au contraire, souvent mélangé avec une proportion notable d'argile et

de quartz : il coûte environ 12 fr. 50 c. la tonne, rendu aux usines.

Les soles en sable et les briques des parois des fours de fusion, de rôtissage et d'affinage sont assez rapidement corrodées par les oxydes métalliques; elles fournissent dans les dernières opérations la silice nécessaire à la scorification de l'oxyde de fer; on doit donc les considérer, jusqu'à un certain point, comme réactifs utiles, et tenir compte de l'usure des soles et des parois, quand on veut établir une balance exacte de toutes les opérations.

On est, d'ailleurs, obligé de passer dans les diverses fontes les soles imprégnées de matières cuivreuses, et une grande partie des briques des parois, qui sont pénétrées jusqu'à une certaine profondeur par les scories, par les mattes ou par le cuivre. On les traite pour en retirer le métal; le sable et l'argile qu'elles contiennent augmentent la proportion de matières terreuses qu'il faut scorifier dans la première fonte pour matte; ils servent de fondants dans les fontes suivantes.

Briques.— Les briques réfractaires d'excellente qualité viennent de Stourbridge, dans le Staffordshire; leurs dimensions sont de $0^m,228$, $0^m,114$, $0^m,075$; elles coûtent, aux usines, de 110 à 115 francs le millier, dont le poids est de 2,880 à 2,900 kilogrammes. On fabrique dans les environs de Swansea, avec l'argile extraite du terrain houiller, des briques réfractaires un peu moins bonnes que celles de Stourbridge; leur prix ne dépasse pas 90 francs le millier.

Les briques du Flintshire sont encore moins chères, 75 francs environ; mais elles ne sont pas aussi réfractaires que les précédentes. Pour les constructions des bâtiments et des massifs extérieurs des fours, on emploie les briques rouges de Bridgewater, Sommerset; elles

sont assez régulières et résistantes; leur prix s'élève ordinairement de 37 à 40 francs.

Le sable réfractaire pour les soles est exploité sur place, ou à peu de distance des usines, et ne coûte pas plus de 4 francs la tonne : l'argile employée pour luter les portes revient à peu près au même prix.

Fer et fonte. — On fait une assez grande consommation de fer et de fonte pour les outils, les portes et les armatures des fours et des cheminées : le fer coûte de 180 à 200 francs la tonne, et la fonte de 90 à 120 francs, suivant les dimensions du fer et les formes des pièces de fonte.

Main-d'œuvre. — La population ouvrière est très-nombreuse, intelligente, et de plus habituée depuis longtemps aux opérations de la métallurgie du cuivre ; les ouvriers commencent très-jeunes leur apprentissage, et bon nombre d'entre eux acquièrent une habileté, sans laquelle l'application économique de la méthode serait certainement impossible.

Les salaires sont assez élevés : les diverses catégories d'ouvriers peuvent gagner par semaine :

Les enfants, de.....	5 francs	à 12 fr. 50 c.
Les jeunes gens, de.....	12 fr. 50 c.	à 15 francs.
Les ouvriers ordinaires, de.....	15 francs	à 31
Les ouvriers spéciaux, de.....	31	à 40

Presque toujours les différents travaux sont donnés à l'entreprise, comme M. Leplay l'a indiqué avec détails dans sa description.

Minerais. — Les minerais sont ordinairement vendus aux enchères, après l'annonce de la quantité, de la nature et de la provenance des différents lots, qui doivent être livrés à une époque déterminée. Pour les minerais

exploités en Irlande, dans le Cornouailles et dans le Devon, la vente est faite sur place; pour les minerais étrangers, elle est faite à Swansea.

Les différentes Compagnies propriétaires des usines ont leurs agents spéciaux pour l'examen, l'essai et l'achat des minerais mis en vente.

Les prises d'essai des lots de minerais sont faites en commun, les essayeurs font ensuite séparément leurs essais, tous par la même méthode[1], et par voie sèche; mais, comme ils sont à peu près également habiles, les résultats sont très-peu différents les uns des autres. Les fondeurs calculent les prix qu'ils peuvent offrir pour les minerais, d'après leur teneur en cuivre, leur nature, et surtout d'après le besoin de compléter leurs approvisionnements en minerais d'une qualité déterminée.

Ils ont tous un intérêt commun, celui de ne pas trop élever les prix payés pour le cuivre; et les offres faites aux enchères par les agents des diverses Compagnies diffèrent en général très-peu les unes des autres. La concurrence ne devient sérieuse que dans le cas où plusieurs usines ont en même temps un besoin absolu d'acquérir des minerais d'une qualité spéciale.

Le mode d'essai par voie sèche a donné lieu à des réclamations assez vives mais inutiles; il indique une teneur inférieure à la richesse véritable des minerais, et la différence est quelquefois très-grande. Les pertes au traitement métallurgique sont certainement moins élevées que celles faites dans les essais par voie sèche, et les fondeurs paraissent bénéficier de la différence, au détriment des exploitants. Il est cependant facile de

[1] La méthode d'essai comprend à peu près les mêmes opérations que le traitement métallurgique, et donne une perte en cuivre d'autant plus forte que les minerais sont plus impurs. Elle a été décrite par M. Moissenet dans les *Annales des mines*, 1858.

prévoir que, si les essais étaient faits par voie humide et indiquaient la teneur réelle des minerais, les fondeurs s'entendraient bientôt pour donner un prix moins élevé du cuivre contenu, et les vendeurs ne tireraient aucun avantage d'un changement dans le procédé d'essai. Les prix offerts dans les conditions actuelles sont établis d'après la comparaison des résultats obtenus par les essais et par le traitement métallurgique ; la substitution d'un procédé plus exact ne servirait qu'à faire varier cette relation, et à faire baisser la valeur que peut avoir pour les fondeurs le cuivre indiqué par les essais.

Pour les minerais étrangers, l'Angleterre est maintenant le seul marché ; les fondeurs sont maîtres des prix, et les réclamations des exploitants resteront sans résultat, tant que la concurrence ne viendra pas élever la valeur des minerais.

Cette concurrence ne pourrait provenir que de la création, sur le continent, d'une ou de plusieurs usines destinées au traitement des minerais achetés. La question est depuis longtemps à l'étude et n'a pas encore été résolue : il n'est même pas probable qu'elle reçoive promptement une solution, car il est très-difficile de réunir, sur un point du littoral de la France ou de la Belgique, un ensemble de conditions favorables, analogues à celles dans lesquelles sont établies les usines anglaises, à Swansea et à Liverpool. Le droit que payent les minerais étrangers, à leur entrée en Angleterre, cesserait certainement d'être perçu du moment qu'une concurrence sérieuse viendrait menacer cette branche de l'industrie anglaise.

Exposé de la méthode. — J'ai déjà longuement insisté sur la série des opérations dont se compose la méthode, mais je n'ai pu considérer que le cas général du traitement des minerais de provenances diverses, en supposant

la proportion des minerais purs assez grande pour réduire la méthode à sa plus simple expression.

Les approvisionnements de minerais, dans les diverses usines, obligent très-fréquemment les directeurs à changer les opérations, et généralement la méthode réellement suivie diffère notablement de celle que j'ai précédemment indiquée.

Les exigences du commerce pour la pureté du cuivre, aussi bien que la proportion trop grande de minerais impurs, forcent à multiplier les opérations qui peuvent enlever au cuivre l'arsenic et l'antimoine.

Pour éviter les longueurs qu'aurait entraînées, dans la description de la méthode galloise, l'examen de tous les cas particuliers, M. Leplay a considéré une usine hypothétique, dans laquelle sont faites toutes les opérations qui deviennent réellement nécessaires dans les usines anglaises, seulement dans certaines conditions spéciales.

Je crois devoir suivre l'éminent métallurgiste dans la voie qu'il a tracée, et qui me paraît la plus simple pour faire comprendre les opérations de la métallurgie du cuivre en Angleterre.

Je ferai donc avec M. Leplay l'hypothèse d'une usine, traitant annuellement 23,600 tonnes de minerais divers, indigènes ou étrangers, tenant environ 8 pour 100 de cuivre; une partie du cuivre doit être de qualité supérieure, et provient du traitement de minerais assez purs; le reste du métal produit doit être malléable, il est fabriqué en partie avec des minerais ordinaires, et en partie avec des minerais très-chargés d'arsenic et d'antimoine. Ce sont là les conditions diverses dans lesquelles les usines peuvent être placées; elles comprennent le cas général que j'ai précédemment considéré. Dans cette usine on fait en réalité trois traitements séparés, pour

lesquels un certain nombre d'opérations sont conduites à peu près de la même manière.

Les minerais sont divisés en trois catégories :

Minerais ordinaires, minerais purs, minerais impurs.

Les minerais purs, c'est-à-dire ceux qui ne renferment qu'une proportion très-faible d'arsenic, d'antimoine, d'étain, de zinc et de nickel, ne sont pas tous passés dans le traitement spécial, qui doit donner du cuivre de qualité supérieure. Une grande partie est nécessaire au traitement des deux autres classes de minerais.

Minerais ordinaires.

Le travail ordinaire, produisant du cuivre de seconde qualité, comprend les six opérations précédemment exposées :

I. *Grillage des minerais pyriteux* contenant de l'arsenic et de l'antimoine, mélangés avec tous les minerais pauvres, dont la gangue renferme une proportion notable de sulfures métalliques, et principalement de pyrite de fer.

II. *Fonte pour matte bronze* des minerais grillés, avec addition : de minerais pyriteux à peu près purs; des crasses, scories riches et généralement de tous les résidus cuivreux, produits par le travail des minerais ordinaires, qui renferment une certaine quantité des corps nuisibles à la qualité du cuivre.

Elle produit une matte assez riche et des scories pauvres, qui peuvent être jetées en grande partie.

III. *Grillage de la matte bronze* poussé plus ou moins loin, suivant la proportion de minerais sulfurés purs que les approvisionnements de l'usine permettent de réserver pour la fonte suivante.

IV. *Fonte pour matte blanche* de la matte bronze grillée, avec des minerais oxydés, carbonatés et sulfurés, à peu près purs; des scories riches et tous les produits cuivreux accessoires du traitement, qui ne renferment

qu'une très-faible proportion d'arsenic, d'antimoine, d'étain et de nickel.

Elle donne : une matte blanche, très-riche en cuivre, assez pure pour passer au rôtissage ; et des scories qui contiennent peu d'oxydule de cuivre, et sont refondues en partie dans la première fonte. Toutes les scories contenant des grenailles de matte, et qui ne renferment que des traces d'étain, d'arsenic et d'antimoine, passent à l'opération spéciale du travail des minerais purs, *la refonte des scories*.

V. *Rôtissage de la matte blanche*. L'opération produit : des scories très-riches en cuivre, contenant une proportion plus ou moins forte d'étain, de zinc et de nickel, et qui doivent être passées dans la première fonte pour matte ; du cuivre brut assez pur pour être soumis à l'affinage.

VI. *Affinage et raffinage du cuivre brut*. On obtient : du cuivre marchand de diverses qualités, suivant la nature et la proportion des minerais traités, et les soins apportés aux différentes opérations ; des crasses ou scories d'affinage, très-riches en cuivre, et en même temps assez pures pour être passées, en grande partie sinon en totalité, dans la fonte pour matte blanche.

Le travail des minerais purs et celui des minerais très-impurs sont nécessairement plus complexes : les premiers renferment toujours une faible proportion des corps nuisibles, qu'on veut expulser ou séparer complétement pour obtenir du cuivre de qualité supérieure. Pour les minerais très-impurs, les opérations précédentes ne suffiraient pas pour produire du cuivre malléable.

La série des opérations est la suivante pour le travail spécial des minerais purs. Minerais purs.

I. *Grillage des minerais pyriteux pauvres*, et de tous ceux dans lesquels on soupçonne la présence d'une faible

proportion d'arsenic et d'antimoine. Il est toujours poussé moins loin que dans le traitement des minerais ordinaires, surtout quand les minerais sont très-purs.

II. *Fonte pour matte bronze* des minerais grillés; des minerais oxydés et carbonatés; des minerais pyriteux, riches et purs; d'une partie seulement des scories riches et des résidus cuivreux du traitement. Elle donne les mêmes produits; scorie pauvre; jetée presque en totalité; matte bronze, moins riche (pour une teneur égale des minerais) que celle donnée par le travail ordinaire.

III. *Grillage* plus ou moins complet de la matte bronze.

IV. A. *Fonte pour matte bleue* de la matte bronze grillée, avec une certaine quantité de minerais pyriteux purs, à gangue quartzeuse, et très-imparfaitement grillés : on n'ajoute aux lits de fusion que des scories siliceuses, ou des débris de soles et de fours, ne contenant qu'une faible proportion d'oxydule de cuivre. Les deux produits principaux sont : la matte bleue, qui répond à la matte blanche du travail ordinaire, mais contient une plus forte proportion de fer et de soufre, et par suite est plus pauvre en cuivre; une scorie très-pauvre, contenant moins de 1 pour 100 d'oxydule de cuivre et renfermant des grenailles : elle est réservée pour la refonte spéciale des scories.

α. *Rôtissage de la matte bleue* produisant : une matte blanche riche en cuivre, mais contenant encore une proportion assez forte de fer et de soufre; et des scories riches, qui sont passées en partie dans la fonte pour matte bronze, en partie dans la refonte spéciale des scories, suivant la proportion des corps nuisibles, étain et nickel, qu'elles contiennent.

β. *Rôtissage de la matte blanche* donnant des *mattes régules* et des scories très-riches, en même temps très-

pures, qui peuvent être passées en totalité dans la refonte des scories.

γ. *Refonte des scories riches et pures*, avec une petite quantité de minerais pyriteux à gangue quartzeuse, très-purs et en même temps très-pauvres. Elle donne plusieurs produits : une matte blanche, riche et très-pure, qui est soumise aux deux rôtissages successifs α, β, et donne une matte régule renfermant seulement des traces des corps nuisibles à la qualité du cuivre ; un alliage de cuivre et d'étain, ou bronze de qualité inférieure, qui est vendu à des prix assez bas ; du cuivre noir très-impur, qui doit être soumis au rôtissage V dans le travail des minerais impurs, avec addition d'une petite proportion de minerais pyriteux ; une scorie plus pauvre encore que celle donnée par la fonte pour matte bronze, et qui peut être jetée presque en totalité.

Dans la refonte des scories, on passe non-seulement celles qui proviennent du traitement des minerais purs, mais encore toutes celles qui, dans le travail des minerais ordinaires (fonte IV), ne contiennent qu'une faible quantité d'oxydes d'étain et de nickel.

V. *Rôtissage des mattes régules*. L'opération est conduite plus rapidement que le rôtissage correspondant du traitement ordinaire, parce que les mattes régules sont plus pures, plus riches, et surtout contiennent beaucoup moins de fer que les mattes blanches de la fonte IV. Elle donne encore : du cuivre brut très-pur et des scories riches ; ces dernières peuvent être passées dans la refonte spéciale des scories.

VI. *Affinage et raffinage*. Ces opérations sont presque identiques à celles du travail ordinaire.

Traitement des minerais très-impurs. — La série des opérations est à très-peu de chose près la même que celle du traitement des minerais purs; cependant je crois devoir

Minerais impurs.

la reproduire, afin de mieux faire apprécier les différences.

I. *Grillage* des minerais contenant une assez forte quantité d'arsenic et d'antimoine, mélangés avec une proportion très-grande de minerais pauvres, à gangue de pyrite de fer : le grillage doit être poussé très-loin, ce qui suppose qu'on a dans l'usine un approvisionnement de minerais pyriteux purs, contenant de la pyrite de fer, et, par suite, assez pauvres en cuivre, destinés pour la fonte des minerais grillés.

II. *Fonte pour matte bronze* des minerais grillés, avec addition : de minerais pyriteux purs, contenant une certaine proportion de pyrite de fer ; des scories riches et des résidus cuivreux du traitement renfermant une quantité notable d'arsenic, d'antimoine, d'étain ou de nickel. Les minerais arséniatés sont toujours passés dans cette fonte, mais on ne peut en traiter qu'une quantité très-limitée.

L'opération donne : 1° de la matte bronze, très-impure, et toujours plus pauvre en cuivre, pour la même teneur des minerais, que la matte produite dans les deux autres séries de traitement : elle doit contenir d'autant plus de fer et de soufre que les minerais traités sont plus impurs ; 2° des scories très-pauvres en cuivre, et qui peuvent être jetées presque en totalité.

III. *Grillage de la matte bronze.* On doit toujours chercher à obtenir une oxydation plus complète que lorsqu'on traite des minerais purs ou ordinaires. Le degré d'avancement du grillage dépend de la provision des minerais pyriteux purs qui peuvent être réservés pour la fonte suivante.

IV. A. *Fonte pour matte bleue* de la matte bronze grillée, mélangée avec des minerais pyriteux purs, non grillés ; des scories riches et tous les résidus cuivreux du

traitement, qui ne contiennent pas une trop forte proportion des corps nuisibles.

L'opération produit : une matte bleue et des scories. Les scories sont assez pauvres, et ne peuvent être traitées que dans la fonte pour matte bronze. La matte doit contenir une proportion de fer et de soufre plus grande que la matte bleue correspondante du traitement des minerais purs : elle est, par conséquent, plus pauvre en cuivre ; elle renferme encore une quantité assez grande de tous les corps nuisibles.

α. *Rôtissage de la matte bleue*, donnant la matte blanche.

β. *Rôtissage de la matte blanche*, donnant des mattes régules. Ces deux opérations sont conduites comme celles du travail des minerais purs ; les scories du premier rôtissage sont très-impures, et ne peuvent être passées que dans la fonte pour matte bronze ; les scories du second rôtissage peuvent être réservées pour la fonte pour matte bleue. Les mattes régules contiennent encore une proportion assez notable d'arsenic, d'antimoine, d'étain et de nickel, et ne renferment au contraire que peu de fer et de soufre.

V. *Rôtissage des mattes régules*. On soumet à la même opération, mais séparément, les cuivres noirs impurs, produits par la refonte spéciale des scories du traitement des minerais purs. On doit ajouter à ces deux produits une petite proportion de minerais pyriteux, qui introduisent le fer et le soufre nécessaires aux réactions chimiques. L'opération est conduite comme dans le travail des minerais ordinaires, et donne deux produits : des scories riches et impures, passées dans la première fonte II ; des cuivres bruts, assez purs pour être soumis à l'affinage.

VI. *Affinage et raffinage des cuivres bruts*. L'opération est conduite à peu près de la même manière que

pour les cuivres donnés par les deux autres classes de minerais. Elle produit : du cuivre marchand de qualité inférieure ; des scories riches, qui sont passées dans la fonte pour matte bleue.

Cette division du traitement en trois séries distinctes d'opérations suppose une grande régularité dans les approvisionnements : ce n'est pas le cas ordinaire des usines anglaises, qui traitent une assez grande quantité de minerais étrangers. L'irrégularité dans les arrivages et surtout dans les achats des minerais purs, que se disputent les différents propriétaires d'usines, apporte une irrégularité très-grande dans les opérations; on est souvent obligé à passer plus de minerais impurs qu'il ne serait convenable dans le travail ordinaire, ou bien de soumettre au même traitement des minerais purs, achetés en quantité trop faible pour mériter un travail spécial. On doit donc faire varier presque constamment, soit la série des opérations, soit chaque opération, de manière à approprier le traitement à la nature des minerais. La description qui va suivre ne se rapporte pas à une usine réellement existante ; je ne peux avoir pour but que de faire comprendre les relations des diverses opérations entre elles, et l'influence que chacune d'elles peut avoir sur la pureté du produit marchand.

Disposition de l'usine (pl. I, fig. 10). — L'usine est construite entre la rivière, par laquelle les navires apportent les minerais, et un canal, à peu près parallèle, situé à un niveau supérieur, par lequel arrivent les combustibles, les briques, le sable, etc.

Un quai en maçonnerie règne sur toute la longueur de l'usine, et facilite le déchargement des minerais : ils sont placés en dépôt dans la cour AB; on a soin de séparer les minerais des diverses qualités et provenances.

Les houilles amenées par le canal sont déchargées et

mises en tas dans la cour supérieure A'B' ; on sépare les deux qualités principales, grasse et maigre, qui doivent être mélangées en proportions différentes dans les diverses opérations.

Les briques, le sable, l'argile, etc., sont mis en magasin dans la même cour A'B', sous des hangars qui ne sont pas figurés sur le plan général.

Les fours sont construits sous quatre bâtiments parallèles, C, D, E, F, séparés par une cour assez large pour permettre les transports faciles, des combustibles aux grilles des fours, et des scories pauvres au crassier M, placé à l'une des extrémités de l'usine.

Le bâtiment C, le plus rapproché du quai, contient douze fours de grillage pour les minerais ; ils sont rangés normalement à la longueur du bâtiment, et n'ont pour eux tous qu'une seule cheminée très-élevée. Les minerais sont chargés dans des brouettes, qu'on place sur des plates-formes horizontales, élevées jusqu'au niveau des trémies sur trois plans inclinés, *a*, *b*, *c*. Le mouvement est donné par une petite machine à vapeur : les ouvriers n'ont à faire qu'un roulage horizontal, des tas de minerais jusqu'au pied des plans inclinés, et du niveau supérieur des plates-formes jusqu'aux trémies.

Sous le second bâtiment D, adossé au premier, sont les seize fours de fusion, qui servent ordinairement pour l'opération II, fonte pour matte bronze. Chaque four a sa cheminée ; les minerais sont montés par les ouvriers eux-mêmes, jusqu'aux trémies, par des échelles fixes. Cette opération et la refonte spéciale des scories, dans le travail des minerais riches, sont les seules qui donnent des scories pauvres ; elles sont toutes amenées à l'extrémité *d* du bâtiment, cassées au marteau et triées. Celles qui sont exemptes de grenailles sont portées au crassier M. Dans les usines très-anciennes, la masse des scories est

énorme, le crassier est fort élevé, de 25 et même de 30 mètres; dans ce cas, un plan incliné et une machine à vapeur sont installés pour monter les scories jusqu'à la partie supérieure du crassier.

Les crasses des grilles, les débris divers et pauvres en cuivre, provenant des réparations faites aux fours, sont amenés de toutes les parties de l'usine au bas du plan incliné, et montés comme les scories pauvres.

Le troisième bâtiment, E, contient huit fours de grillage pour les mattes de l'opération II, et deux fours de rôtissage pour l'opération V : ces derniers ont leurs cheminées spéciales; les huit fours de grillage ont une cheminée commune; les mattes sont élevées aux trémies par les ouvriers eux-mêmes.

Dans le dernier bâtiment, F, sont rangés seize fours, dans l'ordre suivant, et de *f* en *f'*;

Cinq fours pour la fonte pour matte blanche IV;

Deux fours pour la fonte pour matte bleue A (IV);

Deux fours pour la refonte des scories γ;

Trois fours pour les rôtissages α, β;

Deux fours pour le rôtissage définitif V;

Deux fours pour l'affinage et le raffinage VI.

Tous ont leurs cheminées spéciales.

Dans une usine aussi considérable, la disposition intérieure doit être telle que les roulages soient faciles et les plus courts. Pour faire comprendre l'importance de cette question, il suffira d'énoncer que dans l'usine considérée, pour le traitement de 23,600 tonnes de minerais divers, on doit transporter aux fours ou au crassier plus de :

40,000 tonnes de houille;
2,000 — de fondants;
3,000 — de briques et matériaux de construction :
18,000 — de scories pauvres;
3,000 — de crasses des grilles;

et de plus les minerais et les produits des opérations successives.

Disposition des fours de grillage (pl. II, fig. 1, 2).— Les fours de grillage des minerais et des mattes sont de très-grandes dimensions; le foyer est très-profond; la sole est horizontale, en briques réfractaires, placées debout; les flammes et les gaz sortent par deux rampants qui viennent se réunir au-dessus du four, à un conduit incliné. Les conduits de tous les fours du bâtiment C aboutissent à un canal horizontal soutenu par des arcades, et communiquant avec la grande cheminée, placée au milieu du bâtiment. Les minerais sont chargés par deux trémies, soutenues par des armatures au-dessus de la voûte; le travail est fait par quatre portes latérales. Les dimensions principales des fours sont les suivantes : Matériel.

Foyer. $0^m,90$ de longueur sur $1^m,20$ de largeur; profondeur au-dessous du pont, $1^m,20$. Le cendrier n'a que 1 mètre de hauteur.

Passage pour les flammes. Largeur, $1^m,20$, égale à celle du foyer; hauteur de la voûte au-dessus du pont, $0^m,50$ au foyer, et seulement $0^m,45$ à la sole; longueur du pont, $0^m,45$.

Sole. Longueur, $5^m,25$; largeur maxima d'une porte à l'autre, $4^m,30$: la sole a la forme d'un hexagone, dont la régularité est interrompue entre les deux portes de travail de chaque côté. En ces deux points, la maçonnerie réfractaire avance vers l'intérieur du four, ce qui réduit à $3^m,60$ la largeur au milieu de la sole. Cette disposition a pour but de permettre aux ouvriers d'atteindre avec leurs rables et leurs spadelles la totalité des minerais ou des mattes en élaboration.

Le petit côté de l'hexagone, opposé au foyer, n'a que $0^m,91$: les deux rampants sont écartés de 3 mètres : leur section est de $0^m,40$ sur $0^m,30$.

Les portes ont $0^m,40$ de largeur sur $0^m,30$ de hauteur, à l'intérieur du four; à l'extérieur, elles ont $0^m,80$ de

largeur, et $0^m,50$ de hauteur : les quatre parois sont garnies de plaques de fonte, qui préservent les briques contre le choc des outils.

La voûte est à $0^m,95$ au-dessus de la sole auprès du pont, et seulement à $0^m,40$ à l'extrémité opposée du four.

Les deux trémies sont écartées de $1^m,70$: elles sont en tôle, et maintenues en place par des armatures croisées : leur section est rectangulaire ; elle a $1^m,50$ de côté à l'ouverture supérieure, et $0^m,30$ à la voûte. La hauteur de la trémie la plus rapprochée du foyer est de 1 mètre ; l'autre a une profondeur un peu plus grande, puisque les deux ouvertures sont au même niveau. Le plancher sur lequel se fait le roulage dans les brouettes est un peu plus élevé que les trémies, et porté par des voûtes en briques, dont les pieds-droits s'appuient sur les murs des fours.

La sole est en briques, placées debout et à joints croisés, reposant sur une couche de sable fortement tassé. Elle est portée par une voûte en briques ordinaires, sous laquelle on fait tomber à la fin de chaque opération les minerais grillés, par quatre canaux rectangulaires, ménagés dans la maçonnerie devant les portes de travail : la section de ces canaux a $0^m,50$ sur $0^m,30$: ils sont fermés, pendant le grillage, par des plaques de fonte au niveau de la sole. La cave dans laquelle tombent les minerais grillés se prolonge des deux côtés du four ; les ouvriers doivent descendre dans les deux fosses latérales pour aller prendre les minerais afin de les porter aux fours de fusion.

Le conduit incliné est porté par une arcade en briques ; sa section intérieure a $0^m,30$ sur $0^m,50$: le canal horizontal auquel viennent aboutir tous les conduits est à $3^m,50$ au-dessus du sol de l'usine ; sa section intérieure est rectangulaire, la largeur est de $0^m,60$, la hauteur est

de 1 mètre. La cheminée commune, à section circulaire, a 28 mètres de hauteur; son diamètre intérieur est $1^m,60$ à la base, et $1^m,25$ au sommet.

Les parois intérieures du foyer et du four, le pont, la voûte, la sole et les rampants sont construits en briques réfractaires de seconde qualité : les parois sont maintenues par un massif en briques ordinaires, et par des armatures en fer. La disposition des armatures ne présentant aucune particularité, je ne les ai pas représentées sur les figures.

L'orifice par lequel l'air extérieur pénètre dans le four à l'angle du pont est indiqué sur le plan, fig. 1 : il a $0^m,12$ de côté, et son ouverture extérieure, légèrement évasée, est garnie de plaques de tôle : elle est fermée plus ou moins complétement avec une brique de forme pyramidale, qui peut s'adapter exactement sur les faces garnies de tôle.

La porte du foyer est disposée comme à l'ordinaire; les faces sont en fonte, et forment une trémie horizontale qu'on maintient pleine de combustible.

Disposition des fours de fusion de la fonte pour matte bronze (pl. II, fig. 3, 4). — Ces fours ont une surface de grille bien plus grande que les précédents : la sole est à peu près elliptique, et ne présente qu'une seule ouverture pour le travail, à l'extrémité opposée au foyer; les flammes sont conduites par un rampant incliné dans la cheminée spéciale; le chargement des minerais grillés est fait par une trémie à la voûte; les scories sont enlevées par la porte du fond, et tombent dans des moules en sable, que les ouvriers doivent réparer à chaque opération; la matte coule par une gouttière latérale dans un grand cylindre en fonte, dont la base inférieure présente une grande quantité de trous très-petits. Le cylindre est manœuvré au moyen d'une chaîne, d'une poulie et

d'un treuil, et il plonge dans un bassin qui contient de l'eau.

Dimensions principales. Foyer. Section intérieure, $1^m,40$ sur $1^m,37$; profondeur de la grille au-dessous du pont, $1^m,20$; hauteur du cendrier, $1^m,40$.

Passage pour les flammes. $1^m,40$ sur $0^m,50$: longueur du pont, $0^m,76$; la surface du pont est inclinée parallèlement à l'arête supérieure de la voûte.

Sole. Longueur, $3^m,96$; la plus grande largeur est de $2^m,74$; la forme elliptique des deux parois commence au foyer, ce qui facilite beaucoup l'épanouissement régulier des flammes sur toute la surface de la sole : auprès du pont la largeur est $2^m,30$; à l'extrémité du four, au rampant, la largeur n'est plus que $0^m,80$. La hauteur de la voûte, au-dessus de la sole, est $0^m,92$ au pont, et seulement $0^m,41$ au rampant.

L'orifice de travail a $0^m,33$ de largeur et $0^m,25$ de hauteur ; la porte est en briques réfractaires, maintenues par un cadre en fer ; elle est manœuvrée dans des rainures en fer à l'aide d'une chaîne et d'un levier. La trémie est en tôle comme celles des fours de grillage ; elle s'élève à 1 mètre au-dessus du registre ; la section de la face supérieure a $1^m,35$ de côté.

Le rampant a $0^m,30$ sur $0^m,40$; la cheminée $0^m,61$ sur $0^m,71$, et 18 mètres de hauteur.

La sole est en sable un peu calcaire et ferrugineux, assez réfractaire pour s'agglomérer sans se ramollir à la plus haute température développée pendant l'opération ; la surface a une faible inclinaison vers le trou de coulée de la matte, placé à peu près au milieu de la paroi opposée à la cheminée. En ce point, la sole présente un bassin assez grand pour contenir la matte produite dans deux opérations. La plus faible épaisseur du sable réfractaire est de $0^m,25$. Cette couche, qui constitue la véritable sole,

repose sur un lit, épais de $0^m,50$, de sable quartzeux fortement tassé, appuyé sur la fondation en briques, dans laquelle sont ménagés les canaux pour le dégagement de l'humidité.

Le bassin contenant de l'eau a 2 mètres de diamètre, et 2 mètres de profondeur; le cylindre en tôle a un diamètre plus petit et seulement 1 mètre de hauteur.

Les parois intérieures du four et de la cheminée, le pont et le rampant, sont en briques réfractaires de Stourbridge; le massif extérieur, en briques ordinaires, est séparé de l'appareil réfractaire par un vide de $0^m,06$ à $0^m,07$, dans lequel sont tassés des menus fragments de briques et du sable. Les armatures sont entièrement en fer.

Disposition des fours de fusion pour matte blanche et pour matte bleue.—Ces fours diffèrent très-peu des précédents; les dimensions sont à peu près les mêmes, le chargement de la plus grande partie des matières est toujours fait par une trémie à la voûte, chaque four a sa cheminée spéciale. Le travail est fait par la porte du fond, mais la scorie et la matte coulent par l'orifice latéral dans des moules en sable, établis pour chaque opération par les ouvriers; ils remplacent le grand bassin plein d'eau, employé pour grenailler la matte bronze.

Disposition du four employé pour la refonte des scories (pl. II, fig. 5 et 6). — Ce four diffère un peu de ceux des fontes pour matte, d'abord par ses dimensions, ensuite par l'absence de la trémie : les scories sont chargées en morceaux par une porte latérale, opposée au trou de coulée; la porte de travail est toujours à l'extrémité de la sole, et sous le rampant.

Dimensions principales. Foyer. $1^m,32$ sur $1^m,37$. Distance de l'arête du pont à la grille, $1^m,20$.

Passage pour les flammes. Hauteur maxima, $0^m,50$;

la largeur est celle du foyer, $1^m,32$; longueur du pont, $0^m,76$.

Sole. Longueur, $4^m,30$; largeur, 3 mètres, entre la porte de chargement et l'orifice de coulée ; largeur au pont, 2 mètres ; largeur au rampant, $0^m,90$; le rampant a $0^m,30$ sur $0^m,40$. La cheminée, élevée de 18 mètres, a $0^m,61$ sur $0^m,71$.

La porte de travail est large de $0^m,33$, haute de $0^m,25$.

La porte de chargement est plus large, $0^m,50$, et plus élevée, $0^m,35$; à la face extérieure du four, elle a $0^m,86$.

L'orifice pour la coulée a $0^m,11$ de côté, et le bassin en sable s'étend sur presque toute la longueur du four.

La sole est en sable réfractaire, aggloméré par un violent coup de feu ; on donne à la surface une inclinaison faible vers le trou de coulée, mais sans ménager de bassin intérieur comme dans les fours des fontes pour matte.

Elle repose sur une seconde couche de sable fortement tassé, et celle-ci sur une fondation en briques, avec des canaux pour le dégagement de l'humidité.

Les épaisseurs des briques réfractaires et du massif extérieur sont indiquées sur le plan : les armatures en fer ne sont pas marquées sur les figures.

Fours de rôtissage. — Les fours employés pour les rôtissages sont disposés comme celui de la refonte des scories ; ils n'en diffèrent que par l'orifice latéral destiné à l'introduction de l'air extérieur sur la sole ; il est placé à l'angle du pont, comme dans les fours de grillage ; il est un peu évasé de l'intérieur vers l'extérieur ; à l'intérieur, la section a $0^m,11$ de côté, à l'extérieur $0^m,15$.

Disposition des fours d'affinage et de raffinage (pl. II, fig. 7, 8). — Ces fours sont disposés à peu près comme le four à refondre les scories ; la porte de travail, sous le rampant, sert en même temps à la coulée du cuivre raffiné ; la sole présente une inclinaison assez forte du

pont vers le bassin intérieur, sous le rampant, dans lequel le cuivre doit être complétement rassemblé à la fin de l'opération : la porte latérale ne sert qu'au chargement.

Dimensions principales. Foyer. Largeur, $1^m,32$; longueur, $1^m,37$; distance de la grille à l'arête du pont, $1^m,50$: hauteur du cendrier, 1 mètre.

Passage des flammes. Largeur, $1^m,32$; hauteur maxima, $0^m,50$; longueur du pont, $0^m,76$. Le pont est plein et construit en briques réfractaires de Stourbridge.

Sole. Longueur, $3^m,50$; la plus grande largeur est au milieu, à la porte de chargement, $2^m,50$; au pont la largeur est $2^m,20$; au rampant, $0^m,66$; la sole commence à $0^m,30$ en contre-bas du pont, soit à $0^m,80$ au-dessous du point le plus élevé de la voûte; la tablette de travail est à $0^m,10$ au-dessous du niveau de l'arête inférieure du pont; la profondeur du bassin est de $0^m,40$; la hauteur de la voûte au-dessus du bassin est seulement de $0^m,61$.

Le rampant a $0^m,30$ sur $0^m,40$; la section intérieure de la cheminée a $0^m,71$ sur $0^m,61$: la hauteur est de 16 mètres. L'ouverture de chargement est large de $0^m,50$, haute de $0^m,35$ à l'intérieur; dans le massif extérieur, ses dimensions sont beaucoup plus grandes, sa largeur est $0^m,85$. La porte est en briques, maintenues par un cadre en fer; elle est manœuvrée dans deux rainures verticales par une chaîne et un levier.

A l'extrémité du four l'épaisseur de la paroi réfractaire est seulement d'une demi-brique; l'ouverture de travail a $0^m,33$ de largeur sur $0^m,25$ de hauteur; l'embrasure dans le massif en briques ordinaires a $0^m,85$. La porte est en briques, serrées dans un cadre en fer; elle est simplement posée sur la tablette en fonte; on l'enlève pour le travail et la coulée, à l'aide d'un levier qu'on passe dans un crochet fixé au cadre.

La sole se compose de deux couches superposées : la

couche inférieure est faite avec un mélange de sable réfractaire et de fragments de briques; il est fortement tassé avec des pilons en bois; la couche supérieure, qui constitue la véritable sole, est en sable réfractaire, un peu argileux, ferrugineux et calcaire, d'abord pilonné, ensuite aggloméré par un violent coup de feu.

La table de travail est élevée de $0^m,60$ au-dessus du sol de l'atelier : cette faible hauteur rend moins pénible pour les ouvriers la dernière partie de l'opération, la coulée du cuivre.

Disposition des grilles.

Dans tous les fours, le combustible ne repose pas directement sur les barreaux des grilles, mais sur des morceaux assez gros des cendres agglomérées pendant la combustion; l'habileté des ouvriers consiste à maintenir ces morceaux sur une hauteur à peu près constante, en faisant tomber les plus petits et les plus rapprochés de la grille, à mesure qu'il s'en reforme à la partie inférieure du combustible. Ils doivent en même temps veiller à ce que l'air puisse arriver sur la houille en proportion convenable, variable pour les différentes opérations, et pour chacune d'elles avec les périodes diverses du travail.

Ainsi, pour le grillage, la combustion doit d'abord être très-lente; l'oxygène de l'air arrivant par le cendrier est entièrement employé dans le foyer; il doit produire principalement de l'oxyde de carbone et déterminer, par la chaleur que dégage la combustion incomplète de la masse inférieure de la houille, la distillation assez lente de celle qui est chargée de temps en temps à la partie supérieure. Les intervalles entre les morceaux de *craya* doivent être nombreux et très-petits, afin que l'air puisse s'introduire en quantité limitée et en même temps avec une vitesse assez grande, pour que l'acide carbonique, d'abord produit par la combustion, puisse être en forte proportion transformé en oxyde de carbone par le con-

tact du combustible incandescent. Vers la fin de l'opération on doit élever vivement la température des matières chargées sur la sole, afin de décomposer les sulfates formés pendant la période d'oxydation. On donne de l'activité à la combustion dans le foyer, en fermant le canal d'introduction de l'air à l'angle du pont, et on introduit l'air en excès nécessaire à la formation des flammes sur toute la sole, en pratiquant entre les morceaux de *craya* plusieurs ouvertures assez grandes, dont on augmente le nombre ou les dimensions suivant qu'on a besoin d'un coup de feu plus ou moins violent.

Dans la première période de l'opération, le foyer n'est pour ainsi dire qu'un générateur de gaz combustibles, brûlés lentement sur la sole par de l'air froid, qui ne se mélange pas rapidement avec eux. Dans le coup de feu terminal, la majeure partie du foyer présente encore la même disposition, celle d'un générateur; mais, en même temps, le tirage est rendu beaucoup plus actif par la combustion plus complète et plus vive au-dessus des canaux plus larges ménagés dans le craya; l'air en excès introduit par ces canaux arrive sur la sole, porté à une température très-élevée et mélangé avec les gaz combustibles produits dans les autres parties du foyer. La combustion sur la sole devient très-vive; la chaleur produite rend le tirage de plus en plus rapide, et le four est bientôt porté à la température convenable.

Cette dernière disposition est celle adoptée pour les fours de fusion. A chacune des périodes des opérations on fait varier la température, en laissant s'obstruer ou en dégageant plus ou moins les ouvertures par lesquelles l'air s'introduit en excès à travers la grille artificielle.

DESCRIPTION DU TRAVAIL.

Les traitements des trois classes de minerais, ordinaires, purs, impurs, présentent plusieurs opérations communes, c'est-à-dire ayant le même but et donnant des produits analogues; elles ne diffèrent entre elles que par un petit nombre de détails, relatifs à la composition des charges et à la pureté des produits obtenus. Ces différences peuvent se déduire aisément des considérations générales que j'ai présentées précédemment sur la méthode anglaise, et sur lesquelles je ne pense pas avoir besoin d'insister de nouveau.

Il me paraît inutile de décrire tout le travail pour les trois classes de minerais, ce qui m'entraînerait à des redites nombreuses; je crois préférable de prendre successivement les dix opérations différentes qui sont faites dans les trois branches du traitement, en indiquant pour chacune d'elles les minerais auxquels elle s'applique, et les modifications principales qu'apporte la nature variable des minerais traités.

Je suivrai dans cette description l'ordre indiqué pour le traitement des minerais purs, en plaçant avant la fonte pour matte bleue la quatrième opération du travail ordinaire, la fonte pour matte blanche.

Je n'aurai pas besoin de revenir sur l'exposé des réactions pour les six opérations dont l'ensemble constitue la plus simple expression de la méthode, mais j'insisterai sur les réactions des trois opérations exceptionnelles, spéciales au traitement des minerais purs ou très-impurs, les deux rôtissages α, β, et la refonte des scories γ.

Enfin, dans le but d'abréger autant que possible la description et les calculs des frais spéciaux, je supposerai

que les trois classes de minerais donnent à peu près la même proportion de matte bronze, ce qui revient à supposer les minerais ordinaires plus riches que les minerais purs, et les minerais purs plus riches que les minerais impurs.

Cette hypothèse me permettra de ne pas faire de différence entre les trois catégories de minerais pour les trois premières opérations : grillage des minerais ; fonte pour matte bronze ; grillage de la matte bronze.

Je rappellerai seulement les observations suivantes :

Au sujet du grillage. Les cuivres gris et les autres minerais très-impurs doivent être mélangés avec une proportion très-forte de minerais à gangue de pyrite de fer, et l'oxydation doit être poussée très-loin ; le degré d'avancement du grillage dépend presque en entier de la proportion des minerais purs, qui peuvent être passés directement dans la fonte pour matte, et servent à introduire la forte quantité de fer et de soufre nécessaire à la formation d'une matte bronze *pauvre.*

Les minerais ordinaires exigent aussi la présence d'une certaine proportion de pyrite de fer, en excès d'autant plus grand que l'arsenic et l'antimoine sont en quantité plus forte. L'oxydation doit encore être poussée d'autant plus loin qu'on peut disposer d'un plus fort approvisionnement de minerais pyriteux purs pour la fonte pour matte.

Les minerais purs peuvent, en général, être grillés seuls, et l'oxydation ne dépasse pas l'expulsion de la moitié du soufre contenu.

Au sujet de la fonte pour matte. La matte bronze, produit principal de l'opération, peut être plus riche dans le travail des minerais ordinaires que dans le traitement des minerais purs et impurs. En effet, pour ces derniers, les opérations auxquelles la matte doit être soumise sont

plus nombreuses, exigent pour les réactions utiles une forte proportion de fer et de soufre. Parmi les minerais pyriteux purs destinés à cette fonte, il faut donc faire un choix. Les plus purs sont évidemment réservés toujours pour le travail spécial des minerais purs; les plus riches passent au travail ordinaire; les plus pauvres et les plus chargés de pyrite de fer sont fondus dans le traitement des minerais impurs.

Pour les minerais oxydés et carbonatés, pour les scories riches, les débris de soles et de briques, et les résidus cuivreux divers, on doit faire principalement attention à la proportion des corps nuisibles qu'ils peuvent contenir, avant de déterminer la branche du traitement dans laquelle ils doivent être passés.

Dans la fonte pour matte bronze des minerais purs, la proportion des scories riches est toujours moins forte que dans le travail ordinaire, parce qu'une grande partie des scories sont réservées pour une opération spéciale. Dans le traitement des minerais impurs, cette proportion est, au contraire, beaucoup plus forte, parce que toutes les scories sont plus ou moins chargées de corps nuisibles, et que la fonte pour matte bronze est la seule opération dans laquelle on puisse passer les matières trop impures.

Au sujet du grillage de la matte. Le degré d'avancement du grillage dépend encore de la proportion des minerais purs, réservés pour la fonte suivante; mais l'oxydation n'a pas besoin d'être poussée aussi loin pour le cas des minerais purs que pour les minerais ordinaires: l'oxydation devrait, au contraire, être presque complète pour la matte bronze des minerais impurs.

Ces considérations posées, je décrirai les trois premières opérations, comme s'il s'agissait seulement du travail des minerais ordinaires.

Dans l'usine proposée, on doit passer au grillage 19,200 tonnes de minerais pyriteux dans l'année entière, soit de 370 à 371 tonnes par semaine.

Première opération. — Grillage des minerais.

Combustible. — On brûle dans les foyers du combustible menu, mélange de houille grasse et de houille maigre, dans la proportion de : 0,72 houille maigre et 0,28 houille grasse; il coûte 5 fr. 83 c. la tonne, rendu aux dépôts près du canal; il est amené aux fours par les ouvriers chargés du grillage.

Personnel. — Un four exige deux ouvriers; chacun d'eux travaille pendant vingt-quatre heures et se repose ensuite pendant le même temps. Ils sont chargés de la conduite de l'opération et du feu, de l'enlèvement des crasses des foyers; ils doivent aller chercher la houille aux places de dépôt, enlever le minerai grillé et le transporter aux fours de la fonte pour matte. Pour ce travail très-pénible, ils sont aidés par des rouleurs auxiliaires. Le transport des minerais aux trémies est fait à l'entreprise par des ouvriers spéciaux, qui reçoivent environ 23 centimes par tonne.

Les grilleurs sont en outre employés, pendant leurs jours de repos, au chargement et à la coulée des fours d'affinage et de raffinage. Ils sont payés à l'entreprise, à tant par charge de minerai passé au grillage : ils peuvent gagner en moyenne 5 fr. 30 c. pour vingt-quatre heures d'activité, soit 2 fr. 65 c. par douze heures.

Travail. — La charge d'un four, répartie entre les deux trémies, est de 3^{t},45; elle doit être apportée d'avance, afin que le grilleur n'ait que les registres des trémies à ouvrir pour faire tomber le minerai sur la sole, au moment où la charge précédente vient d'être enlevée.

Les ouvriers de deux fours se réunissent pour étaler sur la sole la charge tombée des trémies; les portes sont fermées et lutées; l'ouvrier s'occupe de la grille et dis-

pose le craya de manière que la température s'élève très-lentement.

Deux heures après, il fait un premier rablage, afin de renouveler les surfaces. Il doit avoir soin que son rable sillonne dans tous les sens la totalité du minerai et désagrége les parties qui commencent à s'agglomérer ; le rablage est fait successivement par chacune des quatre portes et ne doit pas durer plus d'un quart d'heure. L'ouvrier le renouvelle à des intervalles d'une ou de deux heures, suivant que le minerai paraît avoir plus ou moins de tendance à s'agglomérer.

Onze heures après le chargement, a lieu le dernier rablage, et commence le coup de feu qui doit porter toutes les matières à la température rouge. On le fait durer seulement trois quarts d'heure, puis l'ouvrier procède au déchargement; il est aidé, soit par l'ouvrier qui va le remplacer lui-même au four, soit par celui qui travaille au four voisin. Ils enlèvent les quatre plaques de fonte et avec les rables font tomber le minerai grillé dans la cave inférieure. Pendant cette manœuvre, il se dégage une énorme quantité d'acides sulfureux et sulfurique, dont les hommes ne se garantissent que très-imparfaitement, en mettant leurs mouchoirs sur la bouche et sur le nez. Le défournement est d'autant plus pénible que la cave, dans laquelle tombent les minerais grillés, est prolongée des deux côtés du four par deux fossés de $0^{m},80$, par lesquels on va chercher le minerai quand il est refroidi : c'est par ces deux fossés que sortent tous les gaz et vapeurs qui arrivent directement sous le nez des ouvriers. Il semblerait facile de trouver une disposition simple qui permît de soustraire les hommes à l'action délétère de ces acides.

L'opération est terminée en douze heures; chaque ouvrier fait le grillage de deux charges, soit de $6^{t},90$ de

minerais, dans les vingt-quatre heures pendant lesquelles il reste auprès du four.

Remarques. — La charge est introduite au moment où le four est à son maximum de chaleur; l'usage adopté, de réunir les ouvriers de deux fours pour le défournement et l'étendage, abrége de moitié le temps pendant lequel il serait nécessaire de maintenir les portes ouvertes. On utilise ainsi, autant que possible, la chaleur du four pour l'échauffement de la nouvelle charge; la distillation du soufre et l'oxydation peuvent commencer auprès du pont, une heure après le chargement.

La conduite du feu et l'ouverture du registre d'admission de l'air, pendant la période d'oxydation à basse température, dépendent de la nature des minerais. Il faut éviter toute agglomération qui empêcherait l'action de l'air d'être régulière; les minerais contenant beaucoup de pyrites de fer ont une très-grande tendance à s'agglomérer, par suite de la fusion qui accompagne la distillation du soufre : il faut donc plus de précautions dans le grillage des minerais impurs. A mesure que le soufre est expulsé et que la proportion des oxydes devient plus forte, l'agglomération est moins à craindre, l'ouvrier peut élever la température. La proportion d'air froid qu'il laisse arriver sur la sole influe beaucoup sur la rapidité avec laquelle les minerais s'échauffent et s'oxydent, et surtout sur la proportion d'arséniates et d'antimoniates qui se forment pendant le grillage; il faut d'autant moins d'air à chaque moment de la période d'oxydation que les minerais sont plus impurs. Dans les usines de Swansea on admet, en général, que le grillage est d'autant mieux fait que l'ouvrier a mis plus de soins à limiter la quantité d'air froid.

Pendant le coup de feu, le registre latéral est fermé, et la température ne doit pas être élevée au-dessus du rouge;

ce coup de feu ne doit pas être prolongé trop longtemps, dans la crainte d'agglomérer les sulfures et de former des silicates. L'agglomération, par elle-même, n'aurait alors aucun inconvénient pour les réactions chimiques, mais elle serait incommode pour le chargement des minerais grillés dans les trémies des fours de fusion ; de plus, elle empêcherait le surveillant de reconnaître si la période d'oxydation a été conduite à une température convenable.

On a généralement adopté, dans les usines anglaises, une mesure très-simple, qui force les ouvriers à conduire avec beaucoup de lenteur la première période du grillage, l'oxydation à basse température, pendant laquelle l'agglomération serait très-nuisible à la régularité des réactions utiles.

On astreint les ouvriers à repasser gratuitement au grillage toutes les parties agglomérées, après les avoir préalablement pulvérisées. Cette mesure a cependant un inconvénient : les grilleurs cherchent toujours à maintenir les fours trop froids, non-seulement pendant la période d'oxydation, mais encore pendant le coup de feu destiné à décomposer les sulfates.

L'aspect des minerais grillés ne pouvant indiquer si la température a été maintenue trop basse dans les diverses phases de l'opération, on est obligé de faire surveiller le grillage par des contre-maîtres habiles, qui forcent les ouvriers à porter les fours à la température qui convient le mieux aux différentes espèces de minerais et aux diverses périodes.

La réussite du grillage dépend, par suite, principalement du soin que les contre-maîtres apportent à leur surveillance.

Conduite du feu. — La conduite du feu comprend : le chargement de la houille par la trémie latérale et l'entretien de la couche de craya.

Le chargement du combustible est fait à des intervalles à peu près réguliers, d'une heure à une heure un quart. On brûle en douze heures, soit pour le grillage d'une charge, 420 kilogrammes du mélange des deux qualités de houille; ce mélange bouche complétement la trémie horizontale, l'ouvrier n'a qu'à le pousser avec son rable dans l'intérieur du foyer, en le répartissant avec régularité sur toute la surface : il jette ensuite à la pelle de la houille dans la trémie, de manière à boucher hermétiquement l'ouverture. La charge de combustible est de 40 à 50 kilogrammes : la distillation doit être complète dans le temps qui sépare deux charges, et, par suite, le foyer est presque constamment plein de combustible carbonisé ; les gaz oxydables arrivant sur la sole doivent contenir une très-forte proportion d'oxyde de carbone.

L'entretien du craya exige une habileté assez grande, car la disposition des vides par lesquels l'air peut arriver sur le combustible a la plus grande influence sur la température à laquelle les minerais sont portés. L'ouvrier doit augmenter peu à peu le nombre des petites ouvertures, pendant la période d'oxydation, à mesure que l'avancement du grillage permet de chauffer davantage sans craindre l'agglomération ; pendant la dernière heure, ou pendant le coup de feu qui termine l'opération, l'ouvrier doit ménager dans le craya quelques ouvertures assez grandes pour que l'air s'introduise en excès : il doit les boucher en grande partie vers la fin du coup de feu, afin que la grille soit à peu près dans l'état convenable au commencement de la charge suivante.

Produit. — Le seul produit de l'opération est le minerai grillé, dont l'oxydation doit être plus ou moins avancée, suivant la nature des minerais traités. Dans le travail des minerais purs, c'est-à-dire dans le cas où le grillage est poussé le moins loin, il contient encore près

de la moitié du soufre des minerais chargés dans les trémies.

Nombre des fours. — Le travail est interrompu le dimanche, et, pendant cette journée, on évite un trop grand refroidissement des fours, en bouchant toutes les ouvertures. Pendant la nuit du dimanche au lundi, un ouvrier spécial est chargé de rallumer les feux; les fours doivent être, le lundi, à six heures du matin, à une température assez élevée pour recevoir une charge. On peut donc admettre que pendant la semaine chaque four sert au grillage de douze charges, dans les conditions indiquées, c'est-à-dire pour le travail ordinaire. Le grillage de 370 à 371 tonnes exigerait par conséquent neuf fours constamment en feu. Le nombre des fours de grillage doit être en réalité un peu plus grand, même en ne tenant pas compte des réparations, parce qu'il faut faire durer plus longtemps chaque opération quand on traite des minerais très-impurs, surtout quand on dispose pour la fonte suivante d'une quantité suffisante de minerais riches et purs.

Réparations. — Les fours bien construits peuvent servir pendant très-longtemps sans réparations; au bout de quinze à dix-huit mois, on doit refaire presque en entier les parois du foyer, le pont, les deux rampants et le conduit incliné. Le massif extérieur se maintient huit et même dix ans. Ce n'est donc pas en raison de réparations fréquentes qu'on est obligé d'avoir dans l'usine douze fours de grillage, tandis que neuf pourraient suffire si toutes les opérations étaient régulièrement terminées en douze heures.

Considérations économiques. — Le grillage des minerais occupe vingt ouvriers spéciaux, deux rouleurs et deux surveillants. Dans chaque four en feu on brûle en vingt-quatre heures 840 ou 850 kilogrammes de houille,

en grillant un poids de minerai assez variable, mais qui, dans le cas général, s'élève à 6t,90.

Les frais spéciaux de la première opération rapportés à la tonne de minerais sont les suivants :

Transport des places de dépôt aux trémies.....	0 fr. 230
Houille : 0t,123 à 5 fr. 83 c. la tonne.....	0 717
Main-d'œuvre et surveillance : 0j,35.....	0 927
Réparations, outils, frais divers.....	0 158
Frais spéciaux du grillage.....	2 fr. 032

Ces nombres ne peuvent donner qu'une approximation et un minimum ; ils sont calculés d'après le travail normal, et en supposant qu'on puisse constamment griller deux charges en vingt-quatre heures dans tous les fours. En outre, je n'ai pas tenu compte de la dépense de la machine à vapeur, qui sert à mettre en mouvement les plates-formes des trois plans inclinés ; le chiffre 0fr,230, porté pour le transport de la tonne de minerai aux trémies, comprend seulement les frais de main-d'œuvre réglés à l'entreprise.

Seconde opération II. — Fonte pour matte bronze.

Minerais et fondants. — La proportion des matières diverses qui sont passées dans cette opération est très-variable ; elle dépend de l'importance des approvisionnements, de la nature des minerais, de la qualité de cuivre qu'on cherche à produire, de la quantité de résidus cuivreux, scories, crasses, etc., renfermant trop d'arsenic et d'antimoine pour être réservés pour les fontes suivantes. Pour éviter de trop longs détails, je considérerai comme exemple seulement le cas des minerais ordinaires assez purs ; la composition d'une charge peut être représentée par les nombres suivants :

Minerais grillés.....	0t,90
Minerais pyriteux non grillés.....	0,10
Fondant (spath-fluor).....	0,05
Scories de l'opération.....	0,07
Scories riches et impures.....	0,18
Poids total de la charge.....	1t,30

Combustible. — Il faut produire dans la fusion une température bien plus élevée que pour le grillage; le combustible employé doit être de meilleure qualité et moins menu; c'est encore un mélange de houilles grasse et maigre, à peu près dans la proportion de 0,68 de houille maigre et 0,32 de houille grasse. Le prix moyen de la tonne est de 6 fr. 30 c.

Personnel. — Chaque four en activité exige deux hommes, qui travaillent alternativement, l'un pendant la nuit, l'autre pendant le jour. Chacun d'eux doit faire trois opérations complètes, dont la durée moyenne est à peu près de quatre heures. A la fin de chaque semaine, les ouvriers changent leur tour de service pendant la nuit, en sorte qu'ils font successivement, pendant une semaine le travail de jour, et la semaine suivante le travail de nuit.

Ces ouvriers sont payés à l'entreprise, à raison de 1 fr. 80 c. par charge, soit par tonne de minerais, crus ou grillés, fondus. Les trois charges passées par un ouvrier dans un poste lui sont donc payées 5 fr. 40 c.; l'élévation du prix démontre la nécessité d'avoir pour l'opération des ouvriers très-habiles.

Le transport du combustible des places de dépôt aux fours, et l'enlèvement des crasses du foyer sont faits par un jeune garçon, payé 1 fr. 07 c. par poste de douze heures; il n'est occupé que pendant le jour.

Les minerais grillés et crus, et toutes les matières passées dans les charges, sont amenés à des places de dépôt, entre les divers fours de fusion; la matte grenaillée dans l'eau est enlevée par des ouvriers spéciaux, payés à l'entreprise 41 centimes par tonne de matte; chacun d'eux peut gagner de 5 fr. 40 c. à 5 fr. 50 c. dans un poste de douze heures.

Les ouvriers fondeurs sont chargés de la conduite du

feu, du chargement dans les trémies, et de la fusion elle-même : ils n'ont pas à s'occuper des services accessoires.

Opération. — Les minerais et toutes les matières pulvérulentes ou en petits fragments sont chargés dans la trémie; on les fait tomber sur la sole en ouvrant le registre. Les scories et toutes les matières en gros morceaux sont lancées à la pelle par la porte du fond, et restent en grande partie à la surface des minerais.

Dès que la charge est étendue sur la sole, l'ouvrier ferme la porte de travail, lute les joints, et dispose la grille de manière que les matières soient chauffées aussi fortement que possible. Comme le four est au rouge blanc au moment où commence l'opération, la charge s'échauffe très-vite, et les scories sont déjà en fusion une heure après le chargement.

L'ouvrier n'a pas à travailler sur la sole : les réactions qui donnent les deux produits fluides et nettement séparés, matte contenant tout le cuivre, scories extrêmement pauvres, dépendent exclusivement des proportions des matières chargées; le fondeur doit associer les matières sulfurées et oxydées, les fondants et les gangues terreuses, dans les proportions les plus convenables. La conduite du feu exige de l'ouvrier une grande habitude et beaucoup de soins : par la disposition des ouvertures plus ou moins grandes dans le craya, la chaleur développée sur la sole peut varier entre des limites très-étendues; un ouvrier peu habile perdrait plus d'une heure sur chaque opération.

Trois heures et demie après le chargement, la fusion doit être à peu près complète : l'ouvrier soulève la porte du fond, et introduit son ringard dans toutes les parties; il vérifie l'état de fluidité, et détache de la sole ou des parois les matières simplement pâteuses : il désagrége celles qui sont fortement agglomérées.

Pendant ce travail de quelques minutes, l'ouvrier doit pouvoir se rendre compte de l'état d'avancement des réactions chimiques, du temps qui sera suffisant pour leur achèvement, de la longueur du coup de feu nécessaire pour obtenir la fluidité désirable des scories et de la matte. Il doit pouvoir distinguer quand l'opération ne marche pas régulièrement, et reconnaître ce qu'il faut ajouter pour la ramener dans les conditions favorables.

Le coup de feu qui termine l'opération ne dure pas ordinairement plus d'une demi-heure; quand on est obligé d'ajouter des scories ou des fondants, il faut nécessairement un temps plus ou moins long pour arriver à la fin des réactions et à la fluidité des scories.

On fait couler les scories par la porte du fond, en les approchant avec un rable; elles tombent dans le premier des bassins en sable disposés sous la tablette de la porte; quand le premier bassin est rempli, les scories se déversent dans les autres. On ne laisse à la surface de la matte dans le four qu'une très-mince couche de scories; aussi les dernières parties enlevées au rable contiennent-elles toujours des grenailles de matte, qui se déposent presque toutes dans le fond du premier bassin.

On fait couler la matte dans le cylindre plein d'eau, en débouchant avec un ringard pointu, et à grands coups de masse, l'orifice de coulée, fermé par un tampon d'argile. On ouvre la trémie et on laisse tomber la charge suivante, avant même que toute la matte ne soit sortie du four.

On économise un peu de temps en ne faisant la coulée de la matte qu'après deux charges; on pourrait même, dans le traitement des minerais pauvres, ne la faire sortir qu'à la fin de chaque poste.

On brûle en douze heures environ 1^{t},677 de combustible; la houille est chargée régulièrement, à des inter-

valles d'une heure et quart, et chaque fois on répartit dans le foyer un poids énorme de houille, de 160 à 170 kilogrammes.

Les réparations aux fours sont assez fréquentes ; en raison de la très-haute température, le rampant s'altère en très-peu de temps, les briques sont très-rapidement fondues par les oxydes métalliques des minerais, dont les parties les plus menues sont toujours entraînées par le courant des gaz. La durée du rampant est de deux à trois mois. Le foyer et le pont sont aussi rongés, et pour ainsi dire fondus progressivement, sur toutes les surfaces que les flammes peuvent atteindre. La durée du pont et du foyer est ordinairement double de celle du rampant.

La voûte et les parois résistent pendant un temps beaucoup plus long, de deux ans à deux ans et demi. La sole, quand elle a été battue avec soin et agglomérée par un coup de feu assez violent, ne s'use pas et reste bien imperméable pendant toute la durée du four. On lui fait subir très-fréquemment de petites réparations, en profitant des moments où le four est vide, et en même temps porté à une température assez élevée pour ramollir la sole : on donne à la surface la forme qu'elle doit avoir, avec un bassin intérieur près du trou de coulée, en battant fortement le sable avec un lourd pilon en fer.

Le travail est interrompu le dimanche, et pendant la semaine on ne fait pas plus de trente opérations dans chaque four ; on ne peut pas compter sur plus de quarante-deux semaines d'activité dans l'année.

La fonte pour matte est faite sur au moins 400 tonnes par semaine (minerais crus et grillés) ; douze fours sont constamment en feu et quatre en réparations.

L'opération occupe 24 fondeurs, 12 aides, 2 enleveurs de matte grenaillée, 4 casseurs de scories.

Produits. — On n'obtient que deux produits principaux : la matte bronze et la scorie. La matte est obtenue dans la proportion de 0,320 pour 1 de minerais : elle est en très-petits fragments, très-friables, dont la surface est colorée en brun très-foncé ; la cassure présente des reflets bronzés ; mais cette couleur n'est bien nette que dans les échantillons de matte coulés dans du sable. La teneur en cuivre est un peu variable avec la nature des minerais traités, et surtout avec la proportion de fer qu'on est obligé de laisser à l'état de sulfure par un grillage très-incomplet. Dans les conditions générales que j'ai supposées, on peut admettre que la matte renferme de 30 à 33 pour 100 de cuivre ; de 30 à 33 pour 100 de fer ; 30 pour 100 de soufre et 4 pour 100 environ d'arsenic, d'antimoine, de nickel, de zinc et d'étain : sa densité est d'environ 4.56, d'après les expériences faites par M. Leplay.

La scorie est nécessairement de composition assez variable ; elle renferme toujours une forte proportion de protoxyde de fer, auquel est due sa grande fluidité à la température qui peut être facilement obtenue dans les fours à réverbère. Les fragments un peu gros de quartz, provenant des gangues des minerais, ne peuvent pas se dissoudre entièrement dans la scorie pendant la durée très-courte de l'opération. Ils restent pour ainsi dire en suspension dans les silicates bien fondus, qui forment la pâte d'un poudingue assez fluide pour que la matte puisse le traverser.

C'est là un des avantages du four à réverbère employé pour la fonte des minerais, de permettre la séparation des gangues terreuses sans qu'on soit obligé d'ajouter les fondants qui seraient nécessaires pour former des silicates bien fluides avec la totalité du quartz. L'avantage est en partie compensé par la présence d'une petite proportion

de matte qui reste en suspension dans la scorie ; l'habileté des fondeurs peut seule limiter la perte en cuivre qui en provient ; en d'autres termes, l'économie de temps et de combustible, qui résulte de cet état particulier des scories, ne peut être obtenue sans perte de cuivre que par un salaire très-fort donné à l'habileté de l'ouvrier.

Pendant l'enlèvement des scories par la porte du fond, la matte est à peu près complétement rassemblée dans le bassin intérieur ; l'ouvrier doit toujours commencer la sortie des scories par les parties de la sole qui entourent le bassin : les premières scories enlevées ne contiennent, à l'état de fines grenailles, que la matte maintenue en suspension par le défaut de fluidité, ou par la faute de l'ouvrier.

Les dernières parties des scories, superposées à la matte, dans le four, ne peuvent pas en être séparées nettement par le rable ; elles contiennent nécessairement des grenailles, dont on ne peut imputer la présence au défaut de soins des fondeurs. Il est donc très-important de disposer l'enlèvement des scories de manière que le surveillant puisse reconnaître les deux parties. On y arrive d'une manière très-simple, en opérant le remplissage des bassins de réception comme je l'ai précédemment indiqué. Les premières parties, enlevées rapidement, sont encore assez fluides pour remplir tous les bassins : les dernières parties sont retirées plus lentement, deviennent pâteuses, et, par suite, doivent rester dans le bassin qui est immédiatement inférieur à la porte de travail. Tous les pains de scories sont transportés dans des brouettes en fer à l'atelier spécial de cassage, à l'extrémité du bâtiment le plus voisin du crassier. Les ouvriers doivent indiquer non-seulement le four qui a produit les scories, mais encore les numéros des pains, en désignant

par un numéro spécial, toujours le même, le pain de la porte de travail.

Le cassage est fait par deux surveillants; ils reconnaissent d'un coup d'œil si les scories renferment de l'oxydule de cuivre et si les pains extrêmes contiennent des grenailles; dans ces deux cas les scories sont reprises par les fondeurs, qui doivent les traiter, sans aucune rétribution, à la fin de la semaine.

Quand les scories ne paraissent contenir ni oxydule ni grenailles, les pains extrêmes sont portés au crassier.

Dans les pains qui contiennent les scories enlevées les dernières, les casseurs séparent toutes les parties qui contiennent des grenailles : elles servent pour les fontes suivantes à la scorification de l'oxyde de fer.

Toutes les scories reconnues pauvres par les surveillants chargés du cassage sont élevées sur le crassier; il est à peu près impossible de prendre un échantillon qui représente exactement la teneur moyenne des scories jetées. M. Leplay admet, à la suite d'un très-grand nombre d'expériences, qu'elles ne tiennent pas plus de 1/2 pour 100 de cuivre.

Ce chiffre n'est évidemment qu'une approximation; on ne pourrait même pas calculer la teneur exacte des scories en comparant le poids et la richesse des minerais traités, pendant un temps assez long, avec la quantité de cuivre contenue dans les mattes produites et avec le poids des scories obtenues. Les essais des mattes, et surtout ceux des minerais, ne pouvant pas être faits avec une exactitude suffisante, on n'arriverait pas à déterminer la perte réelle en métal.

Dans les usines anglaises le cassage des scories est le seul contrôle du travail des ouvriers; aucune surveillance n'est utile pendant les opérations : les ouvriers payés à l'entreprise sont intéressés à pousser les fontes

aussi rapidement que possible; par le cassage des scories on les oblige à obtenir le résultat désiré, c'est-à-dire des scories pauvres, ne contenant pas d'oxydule de cuivre, ne renfermant pas une proportion appréciable de matte en grenailles.

Considérations économiques. — Les nombres précédemment cités permettent d'établir approximativement le calcul des frais spéciaux, pour le traitement (fonte pour matte) de 1 tonne de minerais. Je rappelle ici que la proportion admise dans l'exemple choisi est 0,90 de minerais ayant subi le grillage, et 0,10 de minerais pyriteux non grillés.

Main-d'œuvre et cassage	0ʰ,645	2 fr. 309
Combustible [1].....	0t,777 à 6 fr. 30 c..	4 895
Spath-fluor	0t,051 à 12 60 ..	0 643
Sable, briques, réparations, outils, frais divers..		0 554
Frais spéciaux de la fonte pour matte.....		8 fr. 401

En considérant seulement ce chiffre, on doit admettre que la fonte pour matte au four à réverbère est très-économique, mais je pense devoir faire remarquer que les frais ne sont aussi faibles qu'en raison du prix peu élevé de la houille. Si l'usine était placée sur les côtes de la Méditerranée, le combustible coûterait plus de 20 francs la tonne, et les frais spéciaux de la fonte pour matte s'élèveraient à près de 19 francs.

Troisième opération III. — Grillage de la matte.

La matte est amenée par les ouvriers chargés de son enlèvement à une place de dépôt entre les fours de grillage du troisième bâtiment. Elle est pesée, livrée aux grilleurs, qui doivent eux-mêmes l'élever jusqu'aux trémies de leurs fours. Pour faciliter le travail, on emploie un monte-charge, mû par les hommes, qui élève les

[1] La dépense en combustible est plus forte que celle indiquée pour vingt-quatre heures, parce qu'on a tenu compte de la houille brûlée pour l'allumage.

brouettes du niveau du sol au plancher placé au-dessus de la ligne des trémies.

La quantité de matte bronze à soumettre au grillage étant de 6,780 tonnes pour l'année entière, soit de 130 à 131 tonnes par semaine, l'élévation ne mériterait pas l'établissement d'une machine à vapeur.

Combustible. — Le grillage n'exige pas une très-haute température, même pendant le coup de feu par lequel on termine l'opération; on peut employer des combustibles très-menus, de qualité fort médiocre : on se sert d'un mélange de 0,77 houille maigre et 0,23 houille grasse; il coûte 5 fr. 80 c. la tonne.

Personnel. — Les huit fours ne sont pas tous en feu en même temps, et 14 ouvriers spéciaux suffisent pour le grillage. Ils sont chargés : de tout le travail aux fours; de l'élévation et du roulage de la matte aux trémies; du transport du combustible et de l'enlèvement des cendres du foyer; ils doivent aider les fondeurs à charger dans des brouettes la matte grillée, refroidie sous les voûtes des fours; ils aident également les affineurs pour le chargement des lingots de cuivre brut et pour la coulée du cuivre raffiné. Deux ouvriers ont la charge d'un four de grillage; ils se relayent à des intervalles de douze heures ou de vingt-quatre heures, suivant leur convenance, ou d'après les conventions faites avec le directeur de l'usine. Chaque poste de vingt-quatre heures leur est payé 5 fr. 88 c.

Le grillage exige une surveillance très-active; elle est faite par 2 contre-maîtres, payés 26 fr. 25 c. par semaine; il faut, en outre, 2 manœuvres pour aider au pesage et aux transports divers; ils gagnent de 12 fr. 50 c. à 13 francs par semaine.

Opération. — La charge d'un four de grillage est de 4t,50; étendue sur la sole, elle occupe une hauteur de

plus de $0^m,20$, et son élaboration est nécessairement très-longue. Le temps pendant lequel on fait durer la période d'oxydation à basse température est assez variable, d'abord avec le degré de pureté de la matte elle-même, ensuite et principalement avec la série des opérations auxquelles la matte doit être soumise après grillage. Dans le travail ordinaire, c'est-à-dire quand on doit faire servir la matte bronze grillée à la fabrication de la matte blanche, destinée au rôtissage, le grillage d'une charge exige environ trente-six heures; il est poussé plus ou moins suivant la proportion de minerais sulfurés, en réserve pour la fonte suivante. Au contraire, dans le cas des minerais purs, dont on veut retirer du cuivre de qualité supérieure, on doit moins prolonger la période d'oxydation, afin d'obtenir dans la fonte suivante une matte plus riche en fer et en soufre que la matte blanche du travail ordinaire.

Quand on traite des minerais très-chargés d'arsenic et d'antimoine, on est forcé de porter l'oxydation beaucoup plus loin, afin d'expulser le plus possible de ces deux corps nuisibles; on a bien encore l'obligation d'obtenir du traitement de la matte bronze grillée une matte très-chargée de soufre, mais ce corps doit être en grande partie introduit dans la fonte par des minerais pyriteux et sulfurés, exempts d'arsenic et d'antimoine. Pour ces minerais, le grillage de la matte exige au moins quarante-huit heures.

Dans tous les cas la charge est très-forte et s'éloigne peu du chiffre $4^t,50$, cité plus haut : ce poids est nécessaire pour utiliser la chaleur du four au moment où la charge est introduite, en évitant l'agglomération de la matte.

Comme il n'y a de différence dans le grillage des diverses qualités de matte que la longueur plus ou moins grande de la période d'oxydation à basse température,

je ne décrirai l'opération que dans un seul cas, celui du travail ordinaire, pour lequel l'élaboration d'une charge exige trente-six heures.

Dès que la charge précédente est entièrement tombée sous la voûte, l'ouvrier ouvre les registres des deux trémies, fait tomber la nouvelle charge sur la sole, et l'étend sur toute la surface, en couche régulière, et en réservant vers l'extrémité, entre les deux rampants, un espace libre d'environ $0^m,40$ de longueur. Les ouvriers de deux fours se réunissent ordinairement pour faire ce travail successivement pour chacun des fours; par là, les portes restant ouvertes pendant un temps beaucoup moins long, on utilise mieux la chaleur acquise pour l'échauffement de la charge.

L'ouvrier dispose ensuite la grille de manière que la combustion de la houille soit assez lente, et que la température de la matte ne s'élève que progressivement : elle doit être au rouge cerise dans toutes les parties du four, seulement vingt-quatre heures après le chargement; elle doit ensuite s'élever jusqu'au rouge très-vif vers la fin de l'opération. L'activité de la combustion est réglée par le nombre et la disposition des ouvertures de la grille en craya; la houille est toujours introduite par petites charges de 40 à 50 kilogrammes, à des intervalles de plus en plus courts : on brûle en trente-six heures de $1^t,80$ à $1^t,85$ de houille, et on peut admettre que la moitié au moins est chargée dans le foyer pendant les douze dernières heures de l'opération.

Le travail de l'ouvrier sur la sole n'est pas très-pénible, si le feu est conduit avec la lenteur convenable, c'est-à-dire de manière à éviter l'agglomération de la matte, qui n'est à craindre que dans le commencement du grillage. La tendance à l'agglomération est du reste bien moindre que pour les minerais pyriteux, et la lenteur

avec laquelle on laisse la température s'élever est commandée par la condition d'expulser le plus possible d'arsenic et d'antimoine, bien plus encore que par la crainte de l'agglomération.

A des intervalles réguliers, de deux heures en deux heures, l'ouvrier travaille la matière successivement par chacune des quatre portes, alternativement avec un rable et avec une spadelle. Avec le rable il sillonne la matte dans toute sa hauteur et dans tous les sens, il écrase les parties agglomérées. Avec la spadelle l'ouvrier peut renouveler plus complétement les surfaces; il doit transporter successivement toute la charge à $0^m,30$ ou $0^m,40$ de sa position primitive vers l'espace libre réservé du côté des rampants. Au spadellage suivant il reporte de la même manière toute la charge de $0^m,30$ vers le pont, en réservant de nouveau une surface libre à l'extrémité du four. Dans ces transports successifs l'ouvrier doit retourner complétement la matte enlevée par la spadelle, de manière à mettre sur la sole les parties qui étaient auparavant à la surface de la charge.

On peut compter de douze à quinze minutes pour chaque travail au rable ou à la spadelle.

Dès que le temps fixé pour le grillage est écoulé, l'ouvrier fait tomber la matte grillée sous la voûte, par les ouvertures disposées devant les portes. Pour ce travail, de même que pour l'étendage, les ouvriers de deux fours voisins se réunissent, et diminuent par là le temps pendant lequel les portes doivent rester ouvertes. Une nouvelle charge est introduite et le travail du grillage recommence comme je viens de l'indiquer.

Pendant le défournement la matte grillée dégage encore une assez grande quantité d'acide sulfureux et d'acide sulfurique, qui rendent pénible le travail des ouvriers; la proportion des deux acides est cependant

infiniment plus faible que celle qui se dégage des minerais grillés, dans la première opération.

La conduite du feu et le travail sur la sole laissent à l'ouvrier un temps de liberté assez long, dont il utilise une partie pour les transports des minerais et du combustible ; le temps que les ouvriers grilleurs doivent consacrer au chargement et à la coulée des fours d'affinage est pris sur la journée de repos qui leur est accordée après les vingt-quatre heures passées auprès des fours de grillage. Pour ce motif, les directeurs d'usines cherchent à introduire, dans leurs conventions avec les grilleurs, la condition de faire des postes de vingt-quatre heures. Quand les ouvriers chargés du grillage se relèvent de douze heures en douze heures, ils n'ont plus de temps disponible pour aider à l'affinage, et il faut, pour cette dernière opération, un plus grand nombre d'ouvriers spéciaux, dont le temps n'est pas complétement utilisé, et que cependant il faut payer pour un poste entier.

Le travail aux fours de grillage n'est pas interrompu le dimanche, en raison du temps nécessaire pour l'élaboration d'une charge : on ne met hors feu que par suite de la nécessité de réparer les fours. Les rampants doivent être reconstruits après cinq ou six mois d'activité, les parois du foyer et le pont sont refaits tous les ans : les fours eux-mêmes peuvent subsister pendant cinq ou six ans. On compte pour chaque four au moins trois cents jours de travail dans l'année.

Produit. — Le seul produit obtenu est la matte grillée, en ne comptant pas, bien entendu, les débris de fours contenant du cuivre donnés par les réparations. — La matte grillée doit être pulvérulente et ne présenter que de faibles traces d'agglomération. A ses caractères extérieurs on ne peut pas reconnaître si l'opération a été

bien conduite, et si la période d'oxydation a été prolongée pendant le temps reconnu nécessaire, d'après la nature des minerais mis en traitement. Les ouvriers ont toujours une tendance à conduire le grillage à température trop basse, afin d'éviter l'agglomération, seul caractère indiquant un défaut de soins. Une surveillance continue est donc indispensable ; elle est faite par deux contre-maîtres habiles, qui forcent les ouvriers à maintenir les fours à la température convenable et à renouveler les surfaces en temps utile. La proportion des sulfures qui restent dans la matte est nécessairement très-variable avec la nature des minerais traités, et la qualité du cuivre qu'on cherche à produire. Dans le travail ordinaire on peut admettre que la matte grillée renferme encore 11 ou 12 pour 100 de soufre à l'état de combinaison avec les métaux.

Considérations économiques. — D'après les nombres cités précédemment, on peut établir de la manière suivante le calcul des frais spéciaux du grillage, rapportés à 1 tonne de matte :

Main-d'œuvre	0j,763	2 fr. 490
Combustibles	0t,410 à 5 fr. 80	2 380
Outils, entretien, réparations, frais divers		0 126
Frais spéciaux du grillage		4 fr. 996

Pour calculer les frais de grillage de la matte rapportés à la tonne de minerais, il faut tenir compte des minerais qui passent au grillage et à la fonte pour matte bronze, et de ceux qui sont introduits seulement dans la seconde opération. Il faut, en outre, considérer le travail ordinaire, pour lequel le grillage de la matte dure trente-six heures, comme représentant à peu près pour les dépenses la moyenne de tous les grillages, plus ou moins prolongés, auxquels la matte bronze est réellement soumise.

J'ai fait l'hypothèse d'une usine traitant annuellement 23,600 tonnes de minerais divers; j'ai supposé que 19,200 tonnes doivent être soumises au premier grillage, et que 1,920 tonnes sont passées directement dans la fonte pour matte bronze. Cette matte provient donc du traitement de 21,120 tonnes de minerais. On obtient de la première fonte environ 6,760 tonnes de matte : pour avoir les frais spéciaux du grillage par tonne de minerais, il faut multiplier les chiffres précédents, relatifs à la tonne de matte, par le rapport $\frac{6760}{21120}$ ou par 0,320.

Frais spéciaux du grillage rapportés à la tonne de minerais :

Main-d'œuvre.....	0j,245.....	0 fr. 797
Combustibles.....	0k,131.....	0 760
Outils et frais divers.....		0 040
Frais spéciaux.....		1 fr. 597

La matte grillée n'est pas pesée ; il est probable qu'elle pèse un peu moins que la matte soumise au grillage ; dans les opérations suivantes les quantités mises en élaboration sont calculées d'après les poids de la matte bronze elle-même, ce qui revient à supposer qu'elle ne change pas de poids par le grillage.

Quatrième opération IV. — Fonte pour matte blanche.

La quatrième opération de la méthode anglaise, fonte pour matte blanche, ne s'applique pas à tous les minerais; elle caractérise le traitement que j'ai désigné jusqu'ici sous le nom de *travail ordinaire*, et dont le but est de retirer du cuivre de qualité moyenne des minerais qui ne sont pas trop impurs.

Je supposerai dans les explications qui vont suivre qu'on soumet à cette opération 4,500 tonnes de matte bronze, et qu'il reste, par conséquent, pour le travail exceptionnel, se rapportant aux deux cas extrêmes de minerais purs et de minerais très-impurs, 2,260 tonnes

de matte produite par la première fonte, et soumise à un grillage adapté à la nature des minerais.

On traite en même temps que la matte grillée : des minerais très-purs, riches en cuivre, oxydés, carbonatés et sulfurés ; des *battitures de cuivre* et des scories de l'affinage, provenant du même traitement; des débris de soles et de briques de tous les fours.

La proportion et la nature des minerais passés directement dans la fonte pour matte blanche varient très-fréquemment dans les usines anglaises avec l'importance des approvisionnements : le degré d'avancement du grillage de la matte bronze doit nécessairement subir des variations correspondantes. Il faut, en effet, que dans les charges il y ait assez de sulfure de fer pour que l'opération donne des scories convenablement pauvres, et en même temps pour que le produit, la matte blanche, puisse être utilement soumis au rôtissage.

La matte blanche doit contenir d'autant plus de fer et de soufre qu'elle renferme plus d'arsenic et d'antimoine, puisque le sulfure de fer est indispensable aux réactions qui permettent d'expulser les deux corps nuisibles. Dans l'exposé des réactions de la méthode générale, j'ai donné suffisamment de détails pour faire comprendre dans quel sens on doit faire varier la composition des charges avec la nature des minerais traités.

Je décrirai la fonte pour un exemple spécial, pris dans les conditions ordinaires du travail dans les usines de Swansea, en supposant que les charges contiennent :

Matte bronze grillée	1k,000
Minerais riches	0,435
Battitures	0,012
Scories riches d'affinage	0,152
Débris de soles, briques, scories siliceuses	0,193

C'est-à-dire qu'on passe dans la fonte pour matte blan-

che 1,957t,50 de minerais riches et purs, en même temps que les 4,500 tonnes de matte bronze grillée, qui proviennent de 14,060 tonnes de minerais pyriteux.

Combustible. — On brûle un mélange de houilles grasse et maigre, dans la proportion de 0,74 houille maigre et 0,26 houille grasse ; il coûte environ 6 fr. 17 c. la tonne. Il est bon de remarquer que la qualité de ce combustible est un peu inférieure à celle du mélange employé dans la première fonte pour matte : on a besoin de développer dans les fours une très-haute température, mais les scories à produire sont plus aisément fluides que celles de la première fonte, et, pour cette raison, on peut employer un combustible un peu moins bon. Je dois dire du reste que les proportions indiquées pour les houilles grasse et maigre, mélangées pour les diverses opérations, ne sont pas strictement adoptées dans toutes les usines ; ces nombres servent seulement à représenter les qualités respectives des combustibles qu'il conviendrait d'employer pour les différents fours.

Personnel. — Un four est conduit par deux ouvriers ; chacun reste pendant douze heures au travail : l'opération est interrompue le dimanche, et les ouvriers alternent à la fin de la semaine le poste de nuit et le poste de jour.

Ils sont payés 6 fr. 30 c. pour l'élaboration de deux charges, ce qui répond ordinairement à un poste de douze heures ; ils peuvent faire onze postes et reçoivent, par conséquent, 69 fr. 30 c. par semaine : l'un des deux doit passer la nuit du dimanche au lundi, pour chauffer le four et le mettre en état de recevoir la première charge le lundi à six heures du matin. Des cinq fours existant dans l'usine, quatre seulement sont en feu en même temps ; l'atelier de la fonte pour matte blanche emploie : 8 fondeurs ; 4 aides ; 1 peseur de minerais ; 1 casseur de scories et son aide.

Les aides sont payés 1 fr. 06 c. par poste de douze heures; le peseur de minerais et le casseur gagnent de 35 à 36 francs par semaine.

Opération. — Les minerais et la matte grillée sont dans la trémie; on les fait tomber dans le four en ouvrant le registre, dès que la coulée de la charge précédente est terminée. On étend les matières sur la sole et on lance à la surface, par la porte du fond, les scories, les débris de fours et généralement toutes les matières siliceuses en morceaux.

Le chargement doit être terminé en moins d'un quart d'heure : le fondeur baisse la porte et lute les joints, puis il s'occupe de disposer la grille de manière à élever rapidement la température du four. Les soins à la grille, pendant toute la durée de l'opération, consistent à maintenir les ouvertures dans le craya, à faire tomber les cendres en excès et à charger le combustible. Les charges sont faites à des intervalles réguliers, dix fois en douze heures; chaque fois on introduit de 170 à 180 kilogrammes de houille; dans le travail actif un four consomme 3t,524 de combustible en vingt-quatre heures.

Sur la sole les réactions ont lieu sans l'intervention de l'ouvrier; la réussite de l'opération dépend principalement du soin avec lequel les différentes matières ont été associées. Cinq heures après le chargement, la matte et la scorie doivent être fondues et déjà nettement séparées; l'ouvrier ouvre la porte du fond et introduit son ringard dans toutes les parties de la sole : il s'assure que la fusion est bien complète, détache au besoin les parties simplement agglomérées, adhérentes aux parois et à la sole. Il doit pouvoir reconnaître si l'opération marche d'une manière convenable, et, dans le cas contraire, il ajoute les matières qui sont nécessaires à l'achèvement des réactions ou à la fluidité de la scorie. L'opération se termine par

un coup de feu plus ou moins prolongé, suivant l'état des matières au moment du travail au ringard.

La coulée est faite ordinairement cinq heures quarante-cinq minutes après le chargement : l'ouvrier débouche avec un ringard pointu l'orifice de coulée ; la matte et ensuite la scorie tombent dans le bassin en sable, préparé sur le côté du four, et parfaitement séché.

Dès que toutes les matières fluides sont sorties, l'ouvrier bouche le trou de coulée avec un tampon d'argile ; il ouvre la porte du fond, fait à la sole les petites réparations qui peuvent être nécessaires, et, enfin, il introduit une nouvelle charge.

A la fin de la semaine, après la dernière coulée, on fait à la sole une réparation plus complète, et on doit lui donner la hauteur et la forme primitives. L'usure de la sole et des parois est bien plus rapide que dans la fonte pour matte bronze ; les scories sont moins siliceuses et contiennent comme base principale le protoxyde de fer, qui ronge avec énergie le sable de la sole et les briques des parois et du pont ; les réparations au foyer, au rampant, et dans l'intérieur du four, sont très-fréquentes ; un four ne donne pas plus de deux cent trente-cinq jours de travail utile dans l'année, et doit être entièrement reconstruit après deux ans. La consommation de combustible pour les allumages est une fraction très-notable de la quantité de houille brûlée pendant les opérations. En outre, on est souvent obligé d'attendre les arrivages des minerais étrangers, et d'entretenir suffisamment chauds des fours dans lesquels on ne travaille pas.

En supposant pour un four deux cent trente-cinq jours d'activité, on peut fondre dans l'année 940 tonnes de matte bronze grillée ; il faut donc cinq fours pour élaborer les 4,500 tonnes, qu'on doit traiter d'après l'hypothèse faite précédemment.

Produits. — L'opération donne deux produits principaux, la matte et la scorie; et des produits secondaires, débris de sole et de parois contenant plus ou moins de cuivre. Je n'ai besoin de considérer que les premiers.

La scorie est brune, généralement bien fondue et sans bulles; sa composition chimique est un peu variable avec la nature des minerais traités, et se rapproche ordinairement des nombres suivants :

Silice.....	0.35
Protoxyde de fer.....	0.58
Chaux, magnésie, alumine...	0.05
	0.98

Elle contient une faible proportion d'oxydule de cuivre, comprise entre les limites 0,01 et 0,02 quand les opérations ont été bien conduites. Les parties adhérentes à la matte renferment en outre des grenailles de toutes dimensions, qui élèvent beaucoup la teneur en cuivre.

Dans le cassage au marteau de la scorie, on sépare avec soin tous les morceaux qui renferment des grenailles; ils sont passés dans la même fonte pour matte, ou portés à la refonte des scories, suivant la proportion d'oxydes d'étain et de nickel qu'ils doivent contenir d'après la nature des minerais traités. Enfin, les parties exemptes de grenailles et dans lesquelles on suppose, d'après la couleur, que l'oxydule de cuivre n'entre qu'en faible quantité, sont passées dans la première fonte.

La matte est nécessairement assez variable dans sa composition chimique, puisque, les minerais n'étant pas constants, les fondeurs ne peuvent pas toujours combiner les diverses opérations de manière à obtenir le même résultat dans la fonte. Elle est ordinairement presque

blanche, un peu bulleuse, et ne doit pas présenter de cuivre métallique ; elle renferme en moyenne :

Cuivre.....de	0,65 à	0,72
Fer.....	0,09	0,05
Arsenic, antimoine, étain.....	0,03	0,02
Soufre.....	0,23	0,21
	1,00	1,00

Quelquefois cependant on obtient de la matte blanche qui contient à peine des traces de fer, et dont la teneur en cuivre s'élève à 0,77. On ne peut atteindre régulièrement ce degré de pureté, parce qu'on s'exposerait à n'avoir dans les lits de fusion qu'une proportion insuffisante de soufre ; il se séparerait fréquemment du cuivre métallique, qui serait nécessairement très-impur, comme je l'ai indiqué dans l'exposé général des réactions.

En outre, une matte impure, contenant une proportion trop faible de sulfure de fer, ne pourrait pas être utilement soumise au rôtissage.

Considérations économiques. — Pour calculer les frais spéciaux de la fonte, rapportés à 1 tonne de mattes et minerais traités, il faut tenir compte du combustible brûlé pour l'allumage, et pour l'entretien des fours pendant le temps d'attente des minerais. Les frais sont approximativement :

Main-d'œuvre.....	0j,652.....	3 fr. 550
Houille.....	0t,954 à 6 fr. 17.....	5 890
Sable, briques, entretien, réparations, frais divers..		0 787
Frais spéciaux.....		10 fr. 227

Pour rapporter les frais à la tonne de minerais, il faut remarquer que les charges sont composées de 1 tonne de matte grillée, retirée des minerais pyriteux, dans la proportion de 0,320, et de 0t,45 de minerais riches

oxydés, carbonatés et sulfurés. On obtiendra par suite les frais spéciaux relatifs à 1 tonne de minerais divers, mis en traitement, en multipliant les nombres précédents par 0,630.

Main-d'œuvre	0h,411	2 fr.	240
Houille	0t,602	3	714
Réparations, outils, frais divers		0	496
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais		6 fr.	450

On peut admettre que le travail ordinaire donne par semaine de 59 à 60 tonnes de matte blanche, soit par an 3,100 tonnes environ, produites par le traitement de 16,017 tonnes de minerais.

Le reste des minerais, 7,583 tonnes, est divisé : en minerais parfaitement purs, servant à la fabrication du cuivre de qualité supérieure ; et en minerais très-impurs, qui ne peuvent donner que du cuivre de médiocre qualité.

Travail spécial des minerais purs et des minerais très-impurs.

Pour ces deux traitements séparés, on commence toujours par le grillage, la fonte pour matte bronze et le grillage de cette matte ; j'ai supposé précédemment que 2,260 tonnes de la matte bronze, provenant de 7,000 tonnes de minerais, se rapportaient à ces deux branches du traitement.

Pour les minerais très-impurs, la série des opérations auxquelles on soumet la matte bronze grillée est la suivante :

A. Fonte pour matte bleue ; *a* rôtissage de la matte bleue produisant de la matte blanche ; *b* rôtissage de la matte blanche donnant du régule ; V, rôtissage du régule ; et VI, affinage et raffinage.

Pour les minerais assez purs, la série des opérations est à peu près la même ; mais on a soin de réunir toutes les scories plus ou moins riches en oxydule de cuivre, et

en même temps ne contenant pas d'arsenic, d'antimoine, d'étain, de nickel, etc. On les soumet à une fonte spéciale, au lieu de les répartir entre les diverses fontes du traitement, et on en retire une matte riche et pure, qui peut donner du cuivre de qualité tout à fait supérieure.

Dans la fonte des scories on ajoute une partie de celles qui proviennent du travail des minerais ordinaires, quand on les suppose assez pures pour ne pas gâter par leur présence la qualité du produit qu'on cherche à retirer des scories.

Je n'ai pas besoin de dire qu'on affecte des fours spéciaux aux trois branches de traitement relatives aux minerais (ordinaires, très-purs, très-impurs), même pour la production et le grillage de la matte bronze; les produits correspondants restent séparés, excepté dans certains cas spéciaux analogues à celui dont je viens de parler, scories pures du travail ordinaire passées à la refonte générale des scories des minerais très-purs.

A. Fonte pour matte bleue de la matte bronze grillée.

Cette opération correspond à la fonte pour matte blanche du travail des minerais ordinaires; elle en diffère seulement par la teneur en soufre du produit principal, de la matte bleue. Elle doit être assez riche en sulfure de fer pour subir deux rôtissages successifs avant d'être livrée au rôtissage correspondant à celui auquel on passe directement la matte blanche.

On ne peut atteindre le résultat que de deux manières : en poussant moins loin le grillage de la matte bronze; en passant dans les charges une certaine proportion de minerais pyriteux. Le premier moyen ne peut être convenable que pour les minerais très-purs; le second est indispensable pour le traitement des minerais très-impurs, car dans ce cas il est essentiel de pousser le plns loin possible les grillages qui seuls peuvent efficacement servir à la purification.

L'opération est, du reste, conduite comme la fonte pour matte blanche; je n'aurai besoin d'indiquer que la composition des charges et les frais spéciaux rapportés à la tonne de matières traitées et à la tonne de minerais.

Minerais purs. — Pour le cas des minerais purs, la composition d'une charge est ordinairement la suivante :

Matte bronze grillée.....	1t,592	2 tonnes.
Minerais pyriteux purs, imparfaitement grillés, rarement crus.....	0,408	
Scories de la première fonte, débris de soles et de fours.....	0,120	

Les scories sont produites en partie par la silice empruntée à la sole et aux parois du four; on admet que pour une charge l'usure de la sole et des parois représente 0t,12 de matières siliceuses. On passe 22 charges par semaine et chaque four brûle 3t,52 de houille en vingt-quatre heures. Tous les deux mois, il est nécessaire de réparer la sole, les parois, le pont, le foyer, et le rampant; on peut compter deux cent trente jours d'activité dans l'année. Un four peut donc suffire au travail de 1,500 tonnes de matte bronze, provenant des minerais purs, proportion qui dépasse certainement celle qu'on a réellement à traiter dans la plupart des usines anglaises. J'admettrai ce chiffre comme base des calculs des frais spéciaux de la méthode.

Avec les 1,500 tonnes de matte bronze grillée, on passe environ 400 tonnes de minerais pyriteux très-purs, dont la plus grande partie est incomplétement grillée.

On obtient environ 1,100 tonnes de matte bleue qui proviennent ainsi de 5,045 tonnes de minerais, soit 0,258 de matte pour 1 de minerais. La matte est d'une couleur grise assez foncée; à la cassure, faite à chaud, elle prend une couleur bleuâtre, qui lui a fait donner son

nom de matte bleue ; elle est un peu bulleuse, et présente souvent d'assez grandes cavités. Sa composition moyenne est, d'après les expériences de M. Leplay :

Cuivre	0,567
Fer	0,163
Soufre	0,240
Métaux et scories	0,030
	1,000

La scorie ressemble beaucoup à celle obtenue dans la fonte pour matte blanche, mais contient ordinairement une proportion un peu moindre d'oxydule de cuivre : elle est un silicate de protoxyde de fer, renfermant 36 ou 37 pour 100 de silice. Sa teneur en cuivre est assez élevée, principalement en raison des nombreuses grenailles de matte qu'elle retient en suspension pendant la coulée. Elle est presque toujours entièrement destinée à la refonte des scories.

Considérations économiques. — Les frais spéciaux de la fonte pour matte bleue, rapportés à la tonne de matte et de minerais mis en opération, sont approximativement :

Main-d'œuvre	0j,388	1 fr. 980
Houille	0t,706 à 6 fr. 17	4 356
Outils, réparations, frais divers		0 585
Frais spéciaux		6 fr. 921

Pour rapporter ces frais à la tonne de minerais, il faut les multiplier par 0,52, coefficient calculé en tenant compte de la proportion de matte bronze retirée des minerais, que je suppose être la même que dans le travail ordinaire, et des minerais passés directement dans la fonte.

Main-d'œuvre	0j,202	1 fr. 029
Houille	0t,367	2 265
Outils, réparations, frais divers		0 304
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais		3 fr. 598

Il faut, en outre, tenir compte des frais de grillage des minerais pyriteux, ajoutés dans les charges dans la proportion de 0,20. On peut les évaluer avec une approximation suffisante, d'après les chiffres donnés pour la première opération :

Main-d'œuvre.....	0ʰ,088.....	0 fr. 232
Houille.....	0t,041.....	0 180
Réparations, outils et frais divers.....		0 040
Frais spéciaux du grillage.....		0 fr. 452

Minerais très-impurs. — On doit traiter annuellement, d'après les hypothèses faites précédemment, 760 tonnes de matte bronze provenant de 2,370 tonnes de minerais très-impurs ; la composition des charges est la suivante :

Matte bronze grillée.....	1t,592	2 tonnes.
Minerais pyriteux non grillés.....	0 ,408	
Scories riches.....	0 ,150	
Scories siliceuses, débris de soles et de fours.	0, 180	

On emploie par suite environ 152 tonnes de minerais purs dans cette quatrième opération du traitement pour donner à la matte produite la proportion de soufre et de fer qu'elle doit contenir pour pouvoir subir les rôtissages suivants. On voit aussi que les scories riches sont passées dans une proportion assez notable, tandis qu'on n'en mêle pas dans les charges, dans la fonte correspondante pour les minerais purs : la présence de ces scories et la condition d'un grillage plus avancé de la matte bronze expliquent pourquoi les minerais pyriteux ajoutés ne doivent pas être grillés, tandis que ce grillage préalable, bien qu'imparfait, est convenable quand on traite des minerais purs.

L'opération est conduite comme je l'ai indiqué précédemment ; un seul four suffit amplement à l'élaboration

des 760 tonnes de matte bronze et des 152 tonnes de minerais pyriteux.

Produits. — Les deux produits principaux sont encore la matte bleue et la scorie. La quantité de matte obtenue est de 360 tonnes environ, soit de 0,142 pour 1 de minerais mis en traitement. Elle a les mêmes caractères et presque la même teneur en cuivre que la matte bleue des minerais purs : elle en diffère essentiellement par la présence de l'arsenic, de l'antimoine, de l'étain, du nickel, etc., dont la proportion s'élève souvent à 4 et 5 pour 100, tandis qu'elle ne dépasse jamais 1 1/2 pour 100 dans la matte correspondante des minerais purs.

La scorie renferme toujours une très-faible proportion d'oxydule de cuivre, et contient au contraire d'assez nombreuses grenailles; elle est passée entièrement dans la fonte pour matte bronze.

Considérations économiques. — Les frais spéciaux du traitement sont identiques avec ceux que j'ai cités à la page précédente; je me bornerai donc à rappeler le détail des frais rapportés à la tonne des minerais :

Main-d'œuvre	0j,202	1 fr. 029
Houille	0t,367	2 265
Outils, réparations, frais divers		0 304
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais		3 fr. 598

α 6 Rôtissages de la matte bleue.

Les deux rôtissages successifs α, 6, dont le premier produit une matte blanche, et le second du régule, ont à peu près le même but que l'opération V, à laquelle on soumet de suite la matte blanche du travail ordinaire. On cherche : à expulser, par oxydation lente, à basse température et en présence d'un faible excès d'air, la plus grande partie de l'arsenic et de l'antimoine; à scorifier le fer, l'étain, le nickel, etc., en conservant

autant que possible le cuivre à l'état de matte ou de régule.

La matte bleue doit contenir plus de soufre à l'état de *sulfure de fer* que la matte blanche du travail ordinaire, et une proportion d'autant plus grande qu'on a besoin de répéter plus de fois les rôtissages, en raison de l'arsenic et de l'antimoine contenus dans la matte. Cette condition est une conséquence nécessaire des réactions qui ont lieu pendant le rôtissage, et qui ont pour but essentiel la *purification* énergique du produit définitif. J'ai déjà précédemment insisté beaucoup sur les réactions des diverses périodes du rôtissage; cependant je pense qu'il ne sera pas inutile de les rappeler en décrivant les deux opérations particulières α, β, et de chercher surtout à faire comprendre l'influence qu'exerce le *sulfure de fer* contenu dans la matte sur la pureté du cuivre marchand obtenu.

Le premier rôtissage comprend : une fusion très-lente, à basse température, de la matte chargée en gros pains sur la sole; une période de réactions et de fusion complète. Dès que la matte et la scorie, produits de l'opération, sont en fusion liquide, on les fait couler dans un bassin extérieur.

Le second rôtissage est conduit de la même manière; il doit rassembler la majeure partie du cuivre dans un produit contenant encore une petite quantité de sulfure de fer. La proportion du soufre total n'est plus assez forte pour que le produit soit désigné sous le nom de matte; c'est un cuivre noir assez impur, auquel je conserverai le nom de régule ou matte régule, qui lui est donné dans l'ouvrage de M. Leplay.

Les fours employés présentent la même disposition que ceux des grillages, un orifice à l'angle du pont, par lequel l'air extérieur peut s'introduire sur la sole, pour

brûler les gaz combustibles sortant du foyer et pour oxyder les matières chargées.

Pendant la fusion très-lente, la matte traverse en gouttelettes une nappe d'air peu échauffé, et s'oxyde partiellement.

Le contact de l'oxygène avec les différents corps est peu intime ; il se forme par conséquent des acides sulfureux et arsenieux, de l'oxyde d'antimoine, qui sont entraînés par le tirage de la cheminée ; il se produit en même temps des oxydes fixes de cuivre, de fer, d'étain, etc. L'oxydation ne peut être que partielle ; les matières réunies sur la sole, en fusion imparfaite, contiennent, outre les oxydes, une certaine quantité des combinaisons des métaux avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine.

Quand tous les pains chargés sont fondus, on ferme l'orifice latéral et on donne un coup de feu. Dès que la température est suffisamment élevée, les réactions commencent entre les divers composés qui sont en mélange très-intime.

Le sulfure de cuivre agit principalement sur l'oxydule de cuivre, avec production de cuivre métallique et d'acide sulfureux ; le sulfure de fer agit en grande partie par double décomposition et ne laisse dégager que peu de soufre à l'état d'acide sulfureux. Les combinaisons de l'arsenic et de l'antimoine avec le fer et le cuivre ne sont attaquées que par l'oxydule de cuivre ; mais l'action oxydante se porte sur le fer ; l'arsenic et l'antimoine restent combinés avec le cuivre.

Le sable dont sont entourés les pains de matte, le sable des soles, les briques des parois, forment progressivement avec les oxydes une scorie basique, sur laquelle le sulfure de fer continue son action jusqu'au moment de la coulée, et cette action ne volatilise pas de soufre. Les

composés de l'étain et du nickel se comportent à très-peu de chose près comme ceux du fer.

D'après cela, le sulfure de fer seul peut ramener dans la matte, qu'on veut produire, une grande partie du cuivre oxydé pendant la fusion, sans que le soufre se dégage à l'état d'acide sulfureux. Sans lui, la réaction principale de la fusion serait celle du sulfure sur l'oxydule de cuivre, qui volatilise la totalité du soufre ; il n'en resterait plus assez pour former une matte, à moins qu'on n'eût limité beaucoup la première période d'oxydation, la seule qui puisse expulser une certaine quantité d'arsenic et d'antimoine, oxyder l'étain, le nickel, etc., et que pour ces motifs on a grand intérêt à pousser très-loin.

Il faut donc que la matte bleue contienne une assez forte proportion de soufre à l'état de sulfure de fer, si on veut obtenir une matte, c'est-à-dire un produit qui puisse être soumis à une nouvelle oxydation.

La formation des scories absorbe une partie des oxydes d'étain et de nickel, en même temps que l'oxyde de fer, et une proportion assez forte d'oxydule de cuivre ; elle contribue donc aussi à la purification, d'autant plus qu'on a formé plus d'oxydes pendant la première période.

Les réactions qui servent à la purification sont plus lentes et plus difficiles à produire, quand les corps nuisibles sont en très-faible proportion ; par conséquent la matte bleue du traitement des minerais purs doit être traitée comme celle des minerais très-impurs : le résultat obtenu n'est pas le même dans les deux cas. Dans le premier, on arrive à ne laisser que des traces d'arsenic, d'antimoine et même d'étain dans le cuivre porté à l'affinage ; dans le second, au contraire, il reste dans le métal une quantité de ces corps nuisibles assez grande pour influer beaucoup sur la valeur commerciale du cuivre affiné.

α. Premier rôtissage de la matte bleue produisant de la matte blanche.

Les quantités de matte bleue à soumettre au rôtissage sont :

1,100 tonnes, provenant des minerais purs ;
360 — provenant des minerais très-impurs.

Ces deux qualités sont traitées dans des fours séparés, mais tout à fait de la même manière ; un four est consacré aux deux rôtissages pour les mattes des minerais impurs ; les deux autres servent pour le travail des mattes des minerais purs, et pour celles qui proviennent de la fonte des scories, comme je l'indiquerai bientôt.

Combustible. — Comme on n'a pas besoin de produire une température très-élevée, pendant la plus grande partie de l'opération, on peut employer des combustibles menus, mélange de 0,23 de houille grasse et 0,77 de houille maigre ; il coûte 6 fr. 15 c. la tonne.

Personnel. — Deux fours en activité exigent deux ouvriers spéciaux, qui travaillent par postes de douze heures ; ils sont chargés de la conduite de l'opération et des soins à la grille ; pour les transports et le chargement ils sont aidés par deux jeunes garçons déjà forts, et par deux enfants. Les ouvriers reçoivent environ 6 fr. 15 c. par poste de douze heures ; les jeunes garçons 1 fr. 30 c., et les enfants 1 f. 08 c.

Opération. — Dès que la matte et la scorie de l'opération précédente sont sorties du four, l'ouvrier débouche l'orifice latéral, et s'applique à réparer la sole, en battant avec un ringard de l'argile et du sable réfractaires dans toutes les cavités qui se forment presque constamment, surtout le long des parois ; il procède ensuite au chargement. Les pains sont très-lourds et pèsent de 110 à 120 kilogrammes ; leur manœuvre serait trop pénible pour les deux hommes présents au four ; il ne faut pas moins de quatre ouvriers pour les introduire sur la sole sans les

briser, et sans produire des cavités dans la sole elle-même: quand deux fours de rôtissage sont en même temps en feu, tous les ouvriers se réunissent pour charger successivement chacun d'eux. Les pains de matte sont introduits sur une large palette en fer, à peu près de la même manière que les boulangers s'y prennent pour enfourner.

La réparation de la sole et le chargement exigent environ une heure; le four est alors refroidi au-dessous du rouge sombre, ce qui est nécessaire pour que la matte puisse n'entrer que très-lentement en fusion. La charge comprend quinze pains et pèse environ 2 tonnes : les pains sont rangés sur la sole à $1^m,20$ du pont, et doivent laisser entre eux des vides assez réguliers pour que les flammes et les gaz puissent circuler également dans toutes les parties du four.

La porte latérale est alors fermée, et les joints sont lutés avec de l'argile; l'orifice latéral à l'angle du pont est ouvert, et laisse pénétrer dans le four une nappe d'air froid qui rase la sole et brûle, à sa surface supérieure, les gaz combustibles venant du foyer. L'ouvrier dispose la grille en craya, comme pour le grillage des minerais, et doit conduire le feu de manière que la charge s'échauffe et fonde très-lentement. La matte ne doit être entièrement réunie sur la sole que huit heures et demie après le chargement.

De cette période d'oxydation lente dépend principalement la réussite de l'opération; il faut donc des ouvriers très-habiles et très-exercés pour régler l'activité de la combustion et l'arrivée de l'air froid, de manière que la fusion et l'oxydation marchent avec la lenteur convenable, un peu variable avec la composition de la matte mise en élaboration. Aucune surveillance ne peut remplacer l'habileté de l'ouvrier.

Pour donner le coup de feu, qui constitue la période

de réactions et de fusion; on ferme l'orifice latéral; on pique la grille en formant, comme pour le grillage, plusieurs ouvertures un peu larges, par lesquelles l'air puisse s'introduire en excès à travers le craya. L'opération peut être considérée comme terminée quand la scorie est en fusion tranquille et paraît bien liquide; il faut ordinairement de deux heures à deux heures et demie pour arriver à ce résultat.

L'ouvrier débouche alors le trou de coulée et fait couler la matte d'abord, la scorie ensuite, dans le bassin en sable préparé le long du four et séché d'avance.

On fait aisément deux opérations en vingt-quatre heures et douze opérations par semaine, le travail étant toujours interrompu le dimanche. On brûle, en vingt-quatre heures, 3t,40 de houille pour 4 tonnes de matte passée au premier rôtissage.

Les fours s'usent moins rapidement que ceux des fontes pour matte; quand les ouvriers ont l'attention de boucher, avec un mélange d'argile et sable, les cavités qui se forment à chaque opération à la sole et aux parois, on peut ne mettre hors feu qu'au bout de sept à huit mois. Après ce temps, on doit reconstruire le foyer, le pont, les parois, la sole et le rampant. La durée totale d'un four varie entre trente mois et trois ans.

Produits. — Les deux produits principaux sont la matte blanche et les scories; mais en outre on retire des soles et parois, quand on fait des réparations aux fours, une certaine quantité de débris riches en cuivre; on les réserve pour la quatrième opération du traitement, fonte pour matte bleue, quand ils proviennent des minerais purs: les débris du four affecté au rôtissage pour les minerais très-impurs passent à la fonte pour matte bronze.

La matte est presque blanche et très-cassante; elle ne contient pas de cuivre métallique quand les opérations

ont été bien conduites. Sa composition est peu variable ; elle renferme :

Cuivre.....de	0,77 à	0,79
Fer.....	0,03	0,02
Soufre.....	0,20	0,19
	1,00	1,00

Celle qui est obtenue dans le traitement des minerais purs ne contient que des traces d'arsenic, d'antimoine, d'étain, etc. La matte blanche des minerais très-impurs renferme souvent de 2 à 3 pour 100 de ces corps nuisibles, et ne contient pas plus de 75 à 76 pour 100 de cuivre.

On retire des 1,100 tonnes de matte bleue des minerais purs environ 660 tonnes de matte blanche, soit 0,131 de matte du premier rôtissage pour 1 de minerais.

Les 360 tonnes de matte bleue des minerais très-impurs donnent environ 216 tonnes de matte blanche, soit 0,085 pour 1 de minerais.

La scorie est un silicate très-basique, dont les bases sont le protoxyde de fer et l'oxydule de cuivre ; elle contient une proportion plus ou moins forte d'oxydes d'étain, de nickel, etc., même dans le traitement des minerais purs ; par cette raison, elle ne devrait pas être passée dans la refonte des scories, mais bien dans la première fonte pour matte. Quand on traite des minerais très-impurs, elle est reportée en entier à la première fonte. Elle renferme toujours beaucoup de grenailles, et sa teneur en cuivre est très-élevée.

Considérations économiques. — Les frais spéciaux du rôtissage α, rapportés à 1 tonne de matte bleue, peuvent être évalués de la manière suivante :

Main-d'œuvre.....	0,75.....	2 fr. 132
Combustible.....	0,82 à 6 fr. 15.....	5 043
Outils, réparations, frais divers..	.....	0 834
Frais spéciaux de rôtissage.....		8 fr. 009

Pour rapporter ces frais à la tonne de minerais, il faut les multiplier par les coefficients 0,218 et 0,142, pour les deux cas considérés, des minerais purs et des minerais très-impurs.

MINERAIS PURS.			MINERAIS IMPURS.		
Main-d'œuvre.	0j,163.	0 fr. 465	Main-d'œuvre.	0j,106.	0 fr. 303
Combustibles..	0t,179.	1 101	Combustibles..	0t,116.	0 713
Outils, réparations, frais divers.....		0 182	Outils, réparations, frais divers.....		0 118
Frais spéciaux.....		1 fr. 748	Frais spéciaux.....		1 fr. 134

6. Rôtissage de la matte blanche; production des mattes régules.

On doit soumettre au second rôtissage : 660 tonnes de matte blanche provenant du traitement des minerais purs, et 216 tonnes de matte donnée par les minerais très-impurs.

Pour les premières un four spécial est nécessaire ; il est disposé comme celui dans lequel on fait le premier rôtissage ; pour les autres, les deux rôtissages se font alternativement dans le même four.

Opération. — Elle est conduite à peu près comme le premier rôtissage, c'est-à-dire divisée en deux périodes : fusion lente et oxydation à basse température ; réactions et fusion. La charge est un peu moindre, 1t,50 au lieu de 2 tonnes ; la première période ne peut pas être prolongée pendant un temps aussi long, parce que la matte blanche ne contient plus qu'une très-faible proportion de sulfure de fer : elle dure de deux heures à deux heures et demie, suivant la nature de la matte ; elle est un peu plus longue pour les mattes provenant des minerais impurs que pour celles données par les minerais purs. La seconde période est aussi terminée plus rapidement, d'abord parce que le four est plus chaud au moment où on commence le coup de feu, et ensuite parce que la proportion des matières entre lesquelles ont lieu les réactions est beaucoup moindre que dans le premier rôtissage.

L'opération entière exige de quatre à cinq heures ; on fait aisément trente-trois charges par semaine, en brûlant 3t,40 de houille par vingt-quatre heures. La sole est rongée très-rapidement et doit être refaite presque toutes les semaines ; on a donc une dépense en combustible plus grande que celle indiquée par le chiffre précédent, parce qu'il faut, toutes les semaines, chauffer le four vide pendant plusieurs heures, pour le porter à la température à laquelle on peut faire la première charge.

Produits. — Les débris de soles imprégnés de matières cuivreuses sont en quantité assez forte, on les repasse presque en totalité dans la première fonte pour matte ; la scorie est basique et contient une très-forte proportion d'oxydule de cuivre et beaucoup de grenailles ; dans le traitement des minerais purs la scorie contient quelquefois des oxydes d'étain et de nickel, et, dans ce cas, il n'est pas toujours possible de la passer dans la fonte des scories ; on ne peut pas l'ajouter aux lits de fusion de la fonte pour matte bleue, parce qu'elle exigerait une proportion trop grande de sulfure de fer pour la réduction de l'oxydule de cuivre : elle est donc reportée, au moins en partie, à la fonte pour matte bronze. Dans le cas des minerais très-impurs, le lit de fusion de la fonte pour matte bleue contient un plus grand excès de sulfure de fer ; on peut passer sans inconvénient dans cette fonte les scories du second rôtissage.

Le produit principal est une matte régule, contenant très-peu de fer, et, au contraire, beaucoup de soufre ; on peut admettre qu'elle contient :

Cuivre.....	de	0,80	à 0,810
Fer.....		0,02	0,005
Soufre.....		0,18	0,185
		1,00	1,000

Cette composition se rapporte au régule obtenu dans

le travail des minerais très-purs ; il renferme à peine des traces d'arsenic, d'antimoine et d'étain. On peut admettre que 660 tonnes de matte blanche donnent 396 tonnes de régule, soit 0,0786 de régule pour 1 de minerais.

Dans le traitement des minerais très-impurs le régule contient une proportion variable, mais toujours très-notable, d'étain, d'arsenic et d'antimoine, et généralement il renferme moins de soufre que ne l'indiquent les chiffres précédents. La première période de l'opération, l'oxydation, est toujours poussée très-loin, parce que c'est d'elle seule qu'on attend la purification, et très-fréquemment le soufre n'est pas, après les réactions de la seconde période, en proportion suffisante pour réunir tout le cuivre dans la matte régule ; il se sépare une certaine proportion de cuivre brut, qui entraîne beaucoup d'étain, d'antimoine et d'arsenic.

Ce produit très-impur, obtenu dans la proportion de 8 à 9 pour 100 de la matte soumise au rôtissage, ne peut avoir par lui-même une grande valeur : le cuivre qu'il renferme est à peu près perdu ; mais la matte régule obtenue est alors bien plus pure et contient moins de 1 pour 100 des corps nuisibles.

On peut admettre que les 216 tonnes de matte blanche des minerais impurs rendent, au second rôtissage : 18 tonnes de cuivre impur (les Anglais le désignent sous le nom de *bottoms*), et 120 tonnes de matte régule, soit 0,05 de matte régule pour 1 de minerais.

Considérations économiques. — Les frais spéciaux du second rôtissage, rapportés à 1 tonne de matte blanche, sont les suivants :

Main-d'œuvre	0,507	1 fr.	495
Combustibles	0,472 à 6 fr. 15	2	905
Outils, réparations, frais divers		0	491
Frais spéciaux du second rôtissage		4 fr.	889

Pour rapporter ces frais à la tonne de minerais, dans les deux cas considérés, traitement des minerais purs et impurs, il faut multiplier les nombres précédents par les coefficients 0,151 et 0,085, qui représentent, d'après les hypothèses admises précédemment, les rendements des minerais en mattes du premier rôtissage.

MINERAIS PURS.		MINERAIS IMPURS.	
Combustibles . 0t,0618.	0 fr. 380	Combustibles. 0t,0401.	0 fr. 247
Main-d'œuvre. 0t,0664.	0 196	Main-d'œuvre. 0t,0431.	0 127
Outils, réparations, frais divers.....	0 064	Outils, réparations, frais divers.....	0 042
Frais spéciaux.....	0 fr. 640	Frais spéciaux.....	0 fr. 416

γ. Refonte des scories. Considérations générales.

Je n'ai pas parlé de cette opération dans l'exposé général de la méthode anglaise, parce qu'elle en est pour ainsi dire seulement un complément, et ne s'applique qu'à un cas particulier, au traitement des minerais à peu près purs.

On fond avec une petite quantité de minerais pyriteux, pauvres et à gangue quartzeuse, mais ne contenant aucun des corps nuisibles à la qualité du cuivre, les scories de la fonte pour matte bleue, mélangées avec une partie, quelquefois même avec la totalité des scories produites dans les deux rôtissages.

Les premières ne contiennent qu'une très-faible proportion d'oxydule de cuivre combiné avec la silice; elles renferment plus ou moins de grenailles de matte, et, généralement, leur teneur en cuivre n'est pas très-élevée. La matte contient toujours au moins des traces d'arsenic, d'antimoine, d'étain et de nickel.

Les scories des deux rôtissages contiennent beaucoup d'oxydule de cuivre (on peut admettre de 10 à 12 pour 100 de leur poids), et des grenailles de matte blanche et de régule. Les grenailles sont très-pures, ne renferment guère que des traces d'arsenic, d'antimoine,

d'étain et de nickel ; la scorie elle-même contient, à l'état de silicates, une proportion quelquefois assez forte d'oxydes de nickel et d'étain.

Il est évident qu'on doit écarter les scories de rôtissage qui contiennent beaucoup de ces deux oxydes.

On jette d'abord sur la sole quelques pelletées de houille maigre ; on charge ensuite les minerais, et, enfin, les scories : les balayures des ateliers de rôtissage et d'affinage sont chargées en même temps que le charbon. On ferme les portes et on chauffe vivement jusqu'à fusion complète; on fait ensuite couler toutes les matières dans un bassin en sable. Les produits sont nombreux ; on obtient :

Une scorie très-pauvre, dont on peut jeter toutes les parties qui ne renferment pas de grenailles ;

Une matte blanche, riche en cuivre et très-pure ;

Un alliage de cuivre et d'étain ;

Du cuivre noir très-impur.

Les réactions principales sont les suivantes :

A mesure que les scories entrent en fusion pâteuse, elles laissent couler les grenailles qui se réunissent lentement au point le plus bas de la sole ; il n'y a pas contact intime entre la matte et les scories, et, par conséquent, les sulfures de la matte ne peuvent agir que très-peu sur l'oxydule des silicates. L'opération, faite sans addition de charbon et de minerais pyriteux, n'aurait pour résultat principal que la réunion de toutes les grenailles en une seule matte ; les scories contiendraient encore beaucoup d'oxydule de cuivre.

Avec les minerais pyriteux et le charbon on obtient des scories très-pauvres ; l'oxydule de cuivre contenu dans les balayures est d'abord réduit et donne du cuivre métallique; ensuite l'oxydule de cuivre, les oxydes d'étain et de nickel, combinés avec la silice dans les scories, sont réduits en partie par le charbon, ce qui donne du cuivre, de l'étain et un

peu de nickel métallique ; l'alliage coule en gouttelettes vers le bas de la sole, en traversant la matte, qui n'est pas assez riche en soufre pour absorber ces métaux, et se superpose au cuivre provenant des balayures.

Les scories absorbent progressivement les minerais pyriteux ; la gangue quartzeuse sert à rendre les silicates moins basiques et à préserver la sole, qui, sans cela, serait très-rapidement rongée.

Les deux sulfures métalliques agissent sur l'oxydule de cuivre de la scorie, et produisent du cuivre métallique et du sulfure de cuivre. L'action du sulfure de cuivre est très-faible, parce que le charbon a déjà beaucoup diminué la proportion d'oxydule de cuivre. La scorie est principalement et complétement appauvrie par l'action du sulfure de fer ; le sulfure de cuivre se réunit à la partie des sulfures des minerais qui n'a pas agi sur la scorie, et forme une matte qui absorbe une certaine quantité du cuivre amené à l'état métallique par la réaction du sulfure sur l'oxydule de cuivre.

L'addition des minerais produit donc, en achevant l'appauvrissement des scories, de la matte et du cuivre métallique, qui coulent vers le bas de la sole. Les minerais doivent être chargés sur tout le pourtour, en sorte que le cuivre métallique reste le long de la sole et ne traverse pas l'alliage de cuivre et d'étain, déjà produit par l'action du charbon ; il se réunit au cuivre des balayures, et reste séparé de l'alliage par suite de sa densité un peu plus grande. La matte vient se réunir à la matte blanche, formée la première par la seule fusion de toutes les grenailles.

Or, les grenailles donnent par elles-mêmes une matte très-pure ; la matte provenant de la réaction du sulfure de fer est purifiée par son contact intime avec le cuivre métallique et avec l'alliage de cuivre et d'étain ; elle est

donc aussi très-pure. La matte définitive ne peut contenir qu'une faible proportion d'arsenic, d'antimoine, d'étain et de nickel, provenant des grenailles de la scorie de la matte bleue. Elle doit donc être plus pure que cette matte bleue.

La plus grande partie de l'étain et du nickel, contenus dans les scories chargées, passe dans les deux couches métalliques qui enlèvent encore à la matte superposée un peu d'arsenic et d'antimoine.

La réussite de ces réactions très-complexes dépend beaucoup de la proportion des minerais pyriteux et de la présence du charbon. Si on n'employait que les pyrites pures pour appauvrir la scorie, il en faudrait un certain excès, et, par suite, il ne se formerait qu'une matte dans laquelle passerait nécessairement une partie de l'étain des scories. La matte définitive serait donc en même temps plus pauvre et plus impure, et ne serait pas aussi propre à donner du cuivre de qualité supérieure : la pureté de la matte ne serait obtenue que par un appauvrissement très-incomplet des scories, et l'opération ne serait plus suffisamment économique.

L'action du charbon, qui précède celle du sulfure, est donc essentielle ; elle donne un produit impur, l'alliage de cuivre et d'étain, qui a encore une certaine valeur commerciale et dont la séparation permet d'obtenir une matte pure, avec des scories très-pauvres, qui peuvent être jetées.

Les minerais pyriteux réservés pour cette opération doivent être pauvres et à gangue quartzeuse. La pauvreté des minerais rend plus complète la dissémination des sulfures dans les scories, et en même temps les scories sont plus siliceuses dès le commencement des réactions des sulfures. L'excès de silice empêche en partie l'action du sulfure sur l'oxyde de cuivre, mais n'empêche pas celle

du sulfure de fer, qui est la principale et la plus utile; l'excès de silice dans les silicates s'oppose énergiquement à la réduction des oxydes d'étain et de nickel, non décomposés par le charbon. Il est donc essentiel pour la pureté de la matte produite par les réactions.

Un excès de minerais pyriteux serait nuisible, en introduisant une proportion de sulfure de fer assez grande pour faire repasser dans la matte définitive l'alliage de cuivre et d'étain, donné par le charbon.

La proportion de charbon n'a pas une grande influence; le temps pendant lequel il peut agir est très-limité; l'excès vient à la surface, et ne peut plus avoir qu'une action insignifiante.

D'après ces considérations, il est possible de retirer de la matte très-pure de scories qui renferment une proportion assez notable de corps nuisibles. Avec des ouvriers habiles [1], on peut passer dans l'opération une grande partie des scories de la fonte pour matte blanche des minerais ordinaires. Là, comme dans presque toutes les opérations de la méthode anglaise, l'habileté et les soins des ouvriers ont la plus grande influence sur la pureté du produit commercial.

Dans l'usine considérée, on peut évaluer à 5,000 tonnes la quantité des scories soumises à la refonte pendant une année : elles proviennent à peu près en égale proportion des deux branches du traitement, des minerais purs et des minerais ordinaires.

Combustible. — On brûle sur les grilles un mélange de 0,74 houille maigre, et 0,26 houille grasse : il coûte 6 fr. 15 c. la tonne.

[1] L'habileté des ouvriers consiste exclusivement dans l'association et le mode de chargement des matières, qui doivent varier avec la composition des scories; ils n'ont aucun travail à faire sur la sole pendant l'opération elle-même.

Personnel. — Chaque four emploie 2 ouvriers et 1 enfant ; les deux hommes travaillent par postes de douze heures, et alternent toutes les semaines le poste de nuit et le poste de jour. L'enfant n'est présent au four qne pendant la journée.

Les ouvriers reçoivent 6 fr. 30 c. pour l'élaboration de deux charges, soit ordinairement pour un poste de douze heures; l'enfant est payé 1 fr. 08 c. par journée.

Opération. — La composition des charges est celle-ci :

Scories des fontes IV et A, des rôtissages *a*, *c*..	1t,718
Minerais pyriteux pauvres et quartzeux.....	0,166
Balayures des ateliers.....	0,116
	2t,000
Charbon mélangé.....	0,090

L'usure des soles et des parois représente 0t,100 de matières siliceuses absorbées dans chaque opération.

Le charbon et les balayures sont étendus sur toute la sole ; les minerais sont chargés principalement sur le pourtour, et en morceaux qui ne doivent pas être trop petits; les scories sont en morceaux de la grosseur du poing, et sont chargées à la pelle, par la porte latérale.

Dès que la charge est introduite et les portes fermées, l'ouvrier dispose la grille de manière à produire sur la sole une température très-élevée, et pousse le feu très-activement, jusqu'au moment de la coulée. Les réactions se font sans travail mécanique de l'ouvrier, et toutes les matières sont bien fondues cinq heures et demie après le chargement.

L'ouvrier débouche alors le trou de coulée, et fait sortir toutes les matières du four : elles tombent dans un moule en sable, dans lequel elles restent séparées par ordre de densité ; la matte est moulée en pains de 110 à 130 kilogrammes. Il fait alors à la sole les réparations les plus indispensables, et introduit une nouvelle charge.

On fait aisément vingt-deux opérations par semaine ; le travail est interrompu le dimanche ; on profite de cette interruption pour réparer la sole et les parois un peu plus complétement que pendant la semaine. Dans la nuit du dimanche au lundi, un des deux ouvriers, celui qui prend le poste de jour, chauffe le four et le porte à la température du rouge vif pour la première charge, qui doit être introduite le lundi vers six heures du matin.

Tous les deux mois, il faut mettre hors feu pour reconstruire le foyer, les parois, la sole et le rampant. La durée d'un four ne dépasse pas ordinairement deux ans.

On brûle dans la refonte des scories une très-grande quantité de houille, 3t,60 en vingt-quatre heures ou pour l'élaboration de quatre charges, sans compter le combustible nécessaire pour le chauffage du four tous les lundis, et pour les mises en feu après les réparations.

Produits. — Les produits (Voy. p. 268) sont de composition variable avec la nature des scories fondues, et les soins apportés à l'association du charbon, des minerais et des diverses qualités de scories.

Les débris de soles et de briques sont destinés à la fonte pour matte bronze des minerais purs, ou à la fonte pour matte blanche du travail ordinaire.

Les scories sont très-fluides, parfaitement fondues, à texture quelquefois cristalline ; ce sont des silicates de protoxyde de fer, qui s'éloignent très-peu de la composition suivante :

Silice	0,41
Protoxyde de fer	0,53
Chaux, magnésie, alumine	0,03
Oxydes métalliques divers	0,03
	1,00

Elles ne contiennent pas d'oxydule de cuivre, mais

renferment quelques grenailles : on les casse au marteau pour séparer les parties qui renferment des grenailles évidentes; elles sont portées à la fonte pour matte bronze. Les parties jetées ne contiennent pas plus de 2 à 3 millièmes de cuivre, et sont, par conséquent, plus pauvres que celles de la première fonte. L'opération tend donc à diminuer plutôt qu'à augmenter la perte en métal.

La matte est presque blanche, quand l'opération peut être considérée comme bien réussie; elle est un peu brune et moins pure quand les minerais pyriteux ont été chargés en trop forte proportion. Je citerai deux analyses faites par M. Leplay; la première est celle d'une matte blanche, provenant d'un travail très-bien conduit; la seconde se rapporte à une matte obtenue dans des conditions défavorables, avec un excès de minerais pyriteux dans les charges. La première est plus riche en cuivre; la seconde contient une quantité notable d'étain, et des traces sensibles d'arsenic, d'antimoine et de nickel.

	N. 1.	N. 2.
Cuivre	0,746	0,621
Fer	0,051	0,119
Nickel	traces	0,002
Etain	0,003	0,018
Soufre	0,202	0,228
Scorie et sable mélangés	0,011	0,007
	0,993	0,995

On peut admettre que la refonte des scories donne dans l'année environ 300 tonnes de matte, dont la teneur moyenne en cuivre est de 70 pour 100. Il est impossible d'indiquer, avec une approximation suffisante, de quelle quantité de minerais proviennent les scories traitées; je crois cependant qu'on peut admettre, pour rapporter les frais spéciaux à la tonne de minerais, que les 300 tonnes de matte résultent de 10,000 tonnes de minerais divers,

purs et ordinaires, ce qui donne 0,03 de matte de scories pour 1 de minerais.

La matte passe successivement aux deux rôtissages *α*, *6*, et donne du régule, qui doit être traité en même temps que les régules du travail des minerais purs. On retire environ 150 tonnes de mattes régules très-pures des 300 tonnes de mattes des scories.

L'alliage, cuivre et étain, qui se rassemble sous la matte en plaques minces, est blanc, dur et cassant; il contient toujours une certaine quantité d'arsenic, d'antimoine, de fer et de nickel. M. Leplay a trouvé la composition suivante à un échantillon :

Cuivre	0,662
Fer et nickel	0,027
Etain	0,284
Arsenic et antimoine	0,020
Soufre	traces
	0.993

Le cuivre noir très-impur se trouve ordinairement en petites plaquettes très-minces au fond de la rigole de coulée; il a la couleur bronze plus ou moins rougeâtre, il est moins dur et moins cassant que l'alliage; sa composition est assez variable avec la proportion dans laquelle il est produit : je citerai l'analyse d'un échantillon de couleur rougeâtre, faite par M. Leplay :

Cuivre	0,865
Fer et nickel	0,032
Antimoine, étain, arsenic	0,025
Soufre	0,069
	0.991

Ces deux produits impurs sont obtenus dans la proportion de 10 pour 100 environ de la matte produite; le travail annuel doit en livrer une trentaine de tonnes. L'alliage est vendu aux fabricants de bronze; le cuivre noir passe au rôtissage V.

Considérations économiques.— Les frais spéciaux de la refonte des scories, rapportés à 1 tonne de matières cuivreuses traitées, minerais pauvres et scories, peuvent être évalués comme il suit :

Main-d'œuvre.....	0j,392.....	1 fr. 725
Combustible.....	0t,566 à 6 fr. 15.....	3 480
Outils, réparations, frais divers.....		0 630
Frais spéciaux de la fonte.....		5 fr. 835

Pour rapporter ces frais à la tonne de minerais, il faut se reporter à l'hypothèse faite précédemment, que les 3,000 tonnes de scories proviennent du traitement de 10,000 tonnes de minerais, et tenir compte des minerais pauvres passés dans la fonte ; on doit multiplier les chiffres précédents par le coefficient 0,383.

Main-d'œuvre.....	0j,15.....	0 fr. 661
Combustible.....	0t,217.....	1 332
Outils, réparations, frais divers.....		0 241
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.....		2 fr. 234

Enfin, il faut encore calculer les frais des deux rôtissages auxquels la matte doit être soumise, et les rapporter à la tonne de minerais.

Main-d'œuvre.....	0j,0326.....	0 fr. 094
Combustible.....	0t,034.....	0 209
Outils et frais divers.....		0 035
Frais des rôtissages rapportés à 1 tonne de minerais.		0 fr. 338

Cinquième opération. — Rôtissage V.

On doit soumettre au rôtissage :

1° Matte blanche, produite dans le travail de 16,017 tonnes de minerais ordinaires.....	3,100 tonnes.
2° Mattes régules, provenant de 5,045 tonnes de minerais purs.....	396
3° Mattes régules, retirées des scories.....	150
4° Mattes régules, données par l'élaboration de 2,522 tonnes de minerais très-impurs.....	120
5° Cuivre noir très-impur, provenant du travail des scories et du travail des minerais impurs.....	35
Total.....	3,801 tonnes.

L'opération est conduite différemment pour les mattes blanches et pour les mattes régules ; pour ces dernières on n'a besoin de faire qu'un rôtissage analogue à celui que j'ai décrit précédemment, *6* : pour les régules des minerais très-impurs, on ne peut espérer par conséquent qu'une faible purification, et si la proportion des corps nuisibles est accidentellement trop forte, il faut employer l'artifice dont j'ai parlé dans la description générale. On doit couler la matte régule sur des minerais pyriteux, bien exempts de gangues, d'arsenic et d'antimoine, afin d'incorporer dans la matte, encore impure, une proportion de sulfure de fer assez grande, pour qu'on puisse appliquer un rôtissage prolongé. Je ne pense pas que cet artifice ait encore été mis en pratique dans les usines anglaises ; on préfère charger dans le four de rôtissage une certaine quantité de minerais riches et purs, en même temps que les mattes régules. Le rôtissage est alors conduit comme pour la matte blanche du travail ordinaire. L'addition de minerais sulfurés est également nécessaire pour les cuivres noirs impurs,

Au contraire, les mattes blanches, données par la quatrième opération du travail ordinaire, sont encore assez chargées de fer et de soufre ; on cherche à faire sur elles, en une seule opération, la purification qui exige en réalité trois rôtissages distincts dans les deux cas spéciaux des minerais purs et des minerais très-impurs.

Je n'ai besoin de décrire l'opération que pour les mattes blanches ; pour les mattes régules, je donnerai seulement le résumé des frais, en les rapportant à la tonne de minerais.

La matte blanche est moulée en pains de poids considérable ; chacun d'eux pèse de 145 à 150 kilogrammes : ils sont toujours entourés sur trois faces d'une croûte plus ou moins épaisse de sable des bassins.

Combustible. — On brûle sur les grilles un mélange de 0,30 houille grasse et 0,70 houille maigre, coûtant 6 fr. 23 c. la tonne.

Personnel. — Deux ouvriers suffisent parfaitement pour la conduite de deux fours de rôtissage pendant vingt-quatre heures, attendu que pendant la plus grande partie de l'opération l'ouvrier n'a rien à faire sur la sole, et n'est occupé que par les soins à la grille : pour les transports et pour le chargement, très-pénible en raison du poids considérable des pains, ils sont aidés par des ouvriers auxiliaires. Les deux ouvriers spéciaux reçoivent chacun 36 francs par semaine pour sept postes de douze heures.

Opération. — L'opération commence ordinairement à six heures du matin ; la coulée précédente doit être terminée et la sole réparée avec du sable et de l'argile. Le chargement est fait par la porte latérale ; il exige la présence de quatre ouvriers ; la charge est de 3t,70, il ne faut pas moins d'une heure pour introduire tous les pains et les disposer convenablement sur la sole.

Le four est alors très-refroidi ; on ferme les portes, on lute les joints, et l'ouvrier dispose les grilles de manière à élever assez lentement la température de la charge. Il n'ouvre l'orifice à l'angle du pont, que lorsqu'il voit la matte arriver au rouge sombre dans les parties les plus voisines du foyer.

La fusion doit être conduite avec plus ou moins de lenteur, suivant la nature de la matte : plus elle est impure et plus il faut prolonger la période d'oxydation à basse température. Dans les conditions moyennes, toute la matte chargée doit être sur la sole en fusion presque liquide et à la température du rouge presque vif, vers une heure de l'après-midi, soit six heures après la fin du chargement.

A ce moment commence le premier refroidissement, pendant lequel ont lieu les réactions importantes que j'ai décrites dans l'exposé général de la méthode.

A six heures du soir, les parois du four et la matière sont au-dessous du rouge sombre, et on commence la seconde période d'oxydation : on réchauffe progressivement le four de telle manière que la matte soit de nouveau en fusion demi-pâteuse, demi-liquide, vers minuit. Bientôt après, les réactions utiles doivent être à peu près terminées; on donne un coup de feu prolongé, qui permet aux scories de se séparer nettement du cuivre. Le coup de feu est continué jusqu'à cinq heures du matin. Les scories sont alors enlevées au rable par la porte sous le rampant, et on fait couler le cuivre dans le bassin latéral. L'ouvrier s'occupe à faire à la sole les petites réparations qui sont presque toujours indispensables, et on commence un nouveau chargement.

On brûle en vingt-quatre heures, dans un four, environ 2 tonnes de houille.

Le travail n'est pas arrêté le dimanche, et les interruptions pour cause de réparations sont peu fréquentes; on compte plus de trois cent quarante jours d'activité dans l'année. La sole est la partie du four qui est rongée avec le plus de rapidité, mais on peut la réparer aisément, sans aucune interruption, en bouchant, avec du sable et de l'argile, les cavités qui s'y forment à chaque opération.

Des quatre fours de rôtissage, trois servent pour les mattes blanches, ainsi que pour les mattes régules et pour les cuivres noirs des minerais impurs : ces derniers produits sont traités généralement vers la fin de la campagne de chaque four. Le quatrième est réservé pour les mattes régules des minerais purs et des scories, et n'est en feu que pendant une partie de l'année.

Produits. — Le rôtissage de la matte blanche donne trois produits :

Les débris de soles et de briques, le cuivre brut et les scories.

Les débris de soles et de briques sont passés dans la fonte pour matte blanche ; leur proportion n'est pas très-forte, parce que les réparations ne sont pas fréquentes.

Le cuivre est moulé en pains de 40 à 50 kilogrammes ; il est assez mal fondu, ou plutôt criblé d'une multitude de cavités ; il est d'une couleur rouge à la cassure fraîche, mais la surface des cavités présente de nombreuses taches jaunes ou brunes. Il contient de 97 à 99 pour 100 de cuivre, suivant la pureté de la matte mise en traitement.

Les 3,100 tonnes de matte blanche donnent environ 1,800 tonnes de cuivre, soit 0,115 de cuivre brut pour 1 de minerais.

La scorie est d'un brun noir, un peu bulleuse, et résiste assez bien au choc ; elle contient une assez forte proportion d'oxydule de cuivre, combiné avec la silice, et des grenailles de toutes dimensions ; sa teneur en cuivre est très-élevée et peut être évaluée à 15 ou 16 pour 100. Elle renferme presque toujours une certaine quantité d'oxydes d'étain et de nickel ; on doit la passer dans la fonte pour matte bronze.

Considérations économiques. — Les frais spéciaux du rôtissage de la matte blanche, rapportés à 1 tonne de matte, sont les suivants :

Main-d'œuvre.....	0t,406.....	1 fr.	750
Combustible.....	0t,594 à 6 fr. 23.....	3	700
Outils, sable, frais divers.....		0	387
Frais spéciaux du rôtissage.....		5 fr.	837

Pour rapporter ces frais à la tonne de minerais traités,

il faut multiplier ces nombres par le coefficient 0,193, qui représente le rendement des minerais en matte blanche :

Main-d'œuvre.....	0h,078.....	0 fr. 338
Combustible.....	0k,115.....	0 714
Outils, sable, frais divers.....		0 075
Frais de rôtissage rapportés à 1 tonne de minerais....		1 fr. 127

Rôtissage des mattes régules et des cuivres noirs provenant du traitement des minerais impurs. — Pour obtenir du cuivre de qualité médiocre, assez pur cependant pour être vendu facilement, il est nécessaire d'introduire dans l'opération une certaine quantité de minerais sulfurés. Cette proportion varie suivant le degré d'impureté des mattes ou des cuivres noirs, et l'importance des approvisionnements en minerais ; je supposerai 8 pour 100. L'opération est conduite comme pour la matte blanche, et les frais sont à peu près les mêmes, rapportés à la tonne de matières cuivreuses mises en élaboration. Pour obtenir les frais spéciaux rapportés à la tonne de minerais, il faut multiplier les chiffres précédemment donnés pour le rôtissage par 0,13, coefficient calculé en tenant compte des minerais ajoutés et de la proportion 0,05 de matte régule, retirée des minerais impurs.

Main-d'œuvre.....	0h,053.....	0 fr. 227
Combustible.....	0k,077.....	0 481
Outils, frais divers.....		0 050
Frais spéciaux rapportés à la tonne de minerais....		0 fr. 758

On obtient 105 tonnes de cuivre brut, soit 0,041 de cuivre brut pour 1 de minerais traités.

Rôtissage des mattes régules provenant des minerais purs et de la refonte des scories. — Ces mattes sont ordinairement soumises à un rôtissage rapide, analogue à celui 6

que j'ai déjà décrit (Voy. p. 264). Pour obtenir les frais spéciaux rapportés à la tonne de minerais purs, il faut multiplier les nombres donnés à l'article de l'opération 6 par le coefficient 0,0936, c'est-à-dire par la somme des deux chiffres qui représentent, dans les hypothèses faites précédemment, les proportions dans lesquelles sont obtenues les mattes régules.

Main-d'œuvre	0_j,047	0 fr. 140
Combustible	0_t,044	0 272
Outils, frais divers		0 046
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.		0 fr. 458

Les 546 tonnes de mattes régules donnent 380 tonnes de cuivre brut, soit 0,075 de cuivre brut pour 1 de minerais purs.

Une partie des scories passées à la refonte spéciale proviennent du traitement des minerais ordinaires; il y aurait donc lieu de calculer les frais de rôtissage des mattes régules qui en résultent; mais les frais rapportés à la tonne de minerais seraient si faibles, que je crois inutile d'en tenir compte dans les calculs approximatifs que je présente ici.

Dernière opération. — VI. Affinage et raffinage du cuivre brut.

Les cuivres bruts des différentes qualités sont affinés séparément, mais l'opération est à peu près identique pour tous. L'*affinage* se compose de deux périodes : fusion lente dans une atmosphère un peu oxydante; purification par l'oxydule de cuivre, formé à la surface du métal fondu par l'excès d'oxygène contenu dans les flammes. La fin de l'affinage est indiquée par la permanence de l'oxydule de cuivre en dissolution. Le *raffinage* suit immédiatement; il a pour but de ramener le cuivre à l'état malléable, ou à ne contenir ni carbure, ni oxydule en dissolution.

L'affinage peut aisément enlever au cuivre brut le fer

et le soufre; mais il n'expulse qu'une très-faible proportion de l'arsenic et de l'antimoine; il ne permet de scorifier qu'une partie du nickel et de l'étain. Le raffinage ne peut pas donner d'autre résultat que la décomposition de l'oxydule de cuivre, sans production notable de carbure.

La qualité du produit commercial obtenu dépend donc presque entièrement de la pureté du cuivre brut, et par suite de la nature des minerais et du mode de traitement. Ces considérations expliquent l'importance qu'on attache, dans les usines, à séparer pour l'affinage les cuivres bruts provenant de minerais diversement purs, et même à ne jamais affiner des cuivres purs dans les fours qui ont déjà servi pour des cuivres impurs. La sole et les parois sont toujours imprégnées du cuivre précédemment traité, dont une partie pourrait passer dans le métal plus pur et diminuer sa qualité.

La charge est toujours très-forte; j'admettrai 10 tonnes, poids qui correspond aux dimensions du four d'affinage et de raffinage que j'ai représenté, pl. II, fig. 7, 8.

Combustible. — Le combustible employé est de bonne qualité, car il faut fondre assez rapidement un poids considérable de métal, et le maintenir à une température très-élevée; il ne doit pas être trop menu; les flammes doivent être très-vives jusqu'au rampant, même quand la porte du foyer est complétement bouchée par la houille. On emploie un mélange de 0,30 houille grasse et 0,70 houille anthraciteuse; il coûte, rendu à l'usine, 6 fr. 23 c. la tonne.

On emploie dans le raffinage, comme réductif de l'oxydule de cuivre, une certaine quantité de charbon de bois ou d'anthracite très-pur. On produit le bouillonnement du métal fondu par une ou plusieurs perches de bois vert. Le charbon de bois coûte de 75 à 80 fr. la

tonne; l'anthracite coûte seulement 15 francs. Le bois vert revient à 38 francs la tonne.

Personnel. — Les deux fours de l'usine sont conduits par 1 maître affineur, 2 ouvriers spécialement chargés des soins aux grilles, et 2 enfants. Pour le chargement et la coulée on emploie 8 ouvriers auxiliaires, choisis ordinairement parmi les ouvriers employés aux grillages des minerais et des mattes.

L'affineur est payé 6 fr. 25 c. par poste; les chauffeurs gagnent 2 fr. 50 c. et les enfants 1 fr. 08 c. Les ouvriers auxiliaires sont payés d'après le temps réellement employé. Quand les deux fours sont en feu en même temps, et qu'on doit faire deux chargements et deux coulées dans la même journée, les ouvriers sont payés pour un poste entier 3 fr. 50 c. chacun; quand un seul four est en feu, ils ne reçoivent que la moitié, soit 1 fr. 75 c.

Opération. — La coulée de la charge précédente étant terminée, l'affineur examine avec soin l'intérieur du four; il fait boucher, avec du sable et de l'argile, les cavités qui se produisent presque à chaque opération, sur le pourtour de la sole et aux parois. Il rectifie l'inclinaison que la surface doit présenter vers le bassin intérieur. Il veille ensuite au chargement: on introduit aussi rapidement que possible les pains de cuivre brut par la porte latérale, et on les range sur la sole de manière que les flammes puissent circuler avec facilité dans toutes les parties du laboratoire, et atteindre tous les pains.

Il ne faut pas moins de trois heures pour cette première partie de l'opération, réparations à la sole et chargement du cuivre. Quand elle est terminée on ferme toutes les portes, on lute les joints, et le chauffeur pousse le feu très-activement, pour réchauffer le four presque refroidi. Environ trois heures après la fin du chargement,

les pains sont à la température rouge, à laquelle le cuivre commence à fondre.

La fusion doit être conduite avec d'autant plus de lenteur que le cuivre est plus impur; elle est terminée en dix heures pour le cuivre brut du travail des scories et des minerais purs; on la prolonge jusqu'à douze et même quatorze heures, pour les cuivres provenant des minerais très-impurs.

Pendant toute cette période le chauffeur pousse modérément le feu; il règle le tirage par le foyer, et en même temps l'excès d'air nécessaire à l'oxydation, en laissant un vide plus ou moins grand à la partie supérieure de la masse de houille qui bouche l'orifice de chargement dans la chauffe.

Quand tout le cuivre est en fusion parfaite, commence la période de scorification, pendant laquelle le feu doit être poussé avec un peu plus d'activité, et les flammes maintenues oxydantes.

Les scories se produisent à l'aide du sable adhérent aux pains, et de la silice que les oxydes prennent à la sole et aux parois.

On fait le premier écumage ou le premier enlèvement des scories, quand elles couvrent toute la surface du bain; ce qui a lieu généralement quatre heures après la fusion complète. Les scories sont enlevées avec un rable par la porte du fond.

A ce moment l'affineur doit être présent au four; il reconnaît à l'aspect des scories si la période de scorification doit être encore prolongée. Quand l'opération lui paraît assez avancée, il s'assure de l'état du cuivre en prenant des essais avec une petite cuiller, dont le creux a $0^m,05$ de diamètre et $0^m,02$ de profondeur. Chaque essai est refroidi lentement, entaillé avec un ciseau sur le tiers de son épaisseur, et cassé dans un étau. L'affi-

neur reconnaît que l'affinage est terminé, à la couleur rouge très-vive que prend uniformément la surface pendant le refroidissement lent, à la texture grenue et à la couleur rouge que présente la cassure. Ce sont les caractères distinctifs de la présence, dans le cuivre, d'une proportion assez forte d'oxydule en dissolution.

Dès que ce point est atteint, l'affineur procède au raffinage; il fait charger fortement la grille et boucher complétement la porte de chargement du foyer. Les ouvertures dans le craya doivent être assez grandes et assez nombreuses, pour que les flammes soient très-vives jusqu'au rampant, et en même temps ne contiennent qu'un très-faible excès d'air.

Par la porte du fond, il lance à la surface du cuivre cinq ou six pelletées de charbon de bois, quand on traite des cuivres purs, et d'anthracite en menus morceaux quand on affine des cuivres de qualité ordinaire ou inférieure. Il plonge dans le bain une perche de bois vert, qui produit un fort bouillonnement, et laisse agir les réductifs pendant un temps assez court, variable avec l'excès d'oxydule indiqué dans le bain par les premiers essais. En général, il suffit de vingt à vingt-cinq minutes pour la réduction. L'affineur enlève la perche et prend des essais.

Comme l'état chimique du cuivre se modifie avec une rapidité très-grande, et qu'il s'agit, pour l'affineur, de saisir avec exactitude le moment auquel l'oxydule de cuivre est entièrement réduit, sans production de carbure de cuivre, les prises d'essai doivent se succéder à de courts intervalles, de minute en minute. L'affineur plonge dans le bain un dé de $0^{m},015$ de diamètre, le refroidit brusquement dans l'eau; le petit lingot de cuivre est entaillé au ciseau, cassé dans l'étau; d'après la texture et la couleur présentées par la cassure, l'affineur re-

connaît la marche de l'opération. Tant que la texture est grenue et la couleur plus rouge que celle propre au cuivre pur, il reste dans le bain une certaine proportion d'oxydule, il faut laisser agir le charbon ou replonger la perche dans le cuivre.

Le point convenable pour la coulée est atteint quand la texture, légèrement soyeuse, et la couleur *rose* de la cassure dénotent la réduction presque complète de l'oxydule et la pureté du cuivre.

La réduction a été poussée trop loin, le point convenable pour la coulée a été dépassé, quand la texture est devenue grenue et fibreuse en même temps, et la couleur jaunâtre. A ces caractères, l'affineur peut reconnaître que le cuivre contient du carbone. Dans ce cas, il faut enlever le charbon de la surface du bain, abaisser un peu la houille de la porte du foyer, afin de rendre les flammes oxydantes.

L'affineur suit par des essais l'avancement de cette nouvelle oxydation, et commence la coulée quand le cuivre a pris la texture soyeuse et la couleur rose, indices de sa pureté.

Comme la coulée doit durer très-longtemps, il faut prendre des précautions assez grandes pour maintenir la fluidité et l'état de pureté chimique du cuivre.

Le four peut être aisément conservé à la température convenable par une forte charge de combustible dans le foyer; le refroidissement causé par l'ouverture de la porte du fond n'a pas une grande influence, parce que l'air froid passe directement de la porte dans la cheminée; le tirage par la grille est seulement diminué, mais on peut lui rendre son énergie et réchauffer très-rapidement le bain, en fermant pendant quelques minutes et de temps en temps la porte de travail.

Il est, au contraire, très-difficile de conserver l'état

de pureté chimique du cuivre ; on ne peut y arriver que par une compensation de deux actions contraires : l'action oxydante des flammes et de la porte du travail, l'action réductive du charbon laissé à la surface du métal. Quelque grande que soit l'habileté de l'affineur, il ne peut pas être certain d'obtenir cette compensation pendant plusieurs heures; il doit prendre de temps à autre des essais pour constater l'état du cuivre et le ramener au point convenable si, l'une des actions étant devenue prédominante, le cuivre tient en dissolution de l'oxydule ou du carbure.

La coulée est faite à la cuiller; quatre ouvriers viennent puiser successivement dans l'intérieur du four et versent le contenu de leurs cuillers dans les moules disposés à proximité. Après une demi-heure ils sont remplacés par quatre autres ouvriers, et ainsi de suite jusqu'à la fin de l'opération.

La coulée d'une charge de 10 tonnes exige d'une heure et demie à trois heures, suivant qu'on n'est pas ou qu'on est obligé d'interrompre le travail pour ramener le cuivre au degré de pureté convenable.

L'opération entière est terminée en vingt-trois heures quand on affine des cuivres purs ou ordinaires; elle exige de vingt-quatre à vingt-cinq heures quand on travaille des cuivres très-impurs. Pour ces derniers, l'affineur est souvent très-embarrassé pour saisir la fin des deux actions, affinage et raffinage : l'arsenic, l'antimoine et l'étain donnent au cuivre une couleur plus jaune et ne lui laissent pas prendre la texture soyeuse qui, pour les cuivres purs, est le meilleur caractère de pureté [1].

En vingt-quatre heures on brûle 3t,50 de houille;

[1] J'ai déjà parlé, dans la description générale de la méthode, de l'emploi du plomb dans l'affinage des cuivres très-impurs; je ne pense pas avoir quelque chose à ajouter à ce que j'ai dit à ce sujet.

mais la consommation de combustible est en réalité plus forte : on interrompt le travail tous les dimanches; il faut réchauffer le four le lundi matin avant le premier chargement; les réparations sont assez fréquentes, et on brûle une assez grande quantité de houille dans les mises en feu. On doit refaire presque entièrement tous les trois mois les parois, le pont, le foyer, la voûte et le rampant. La sole peut durer très-longtemps, quand l'affineur a le soin de la réparer après chaque opération.

Produits. — Les débris des fours sont toujours imprégnés de cuivre, ils sont passés dans les fontes pour matte.

Les deux produits principaux sont les crasses ou scories et le cuivre marchand.

Les scories sont mal fondues, bulleuses, et contiennent ordinairement des fragments de matières argileuses détachées de la sole et des parois; elles sont composées principalement de silicate d'oxydule de cuivre, renfermant plus de 40 pour 100 de silice, et de 36 à 40 pour 100 d'oxydule; elles contiennent une proportion variable d'oxydes d'étain, de fer, de nickel et, de plus, d'assez nombreuses grenailles de cuivre métallique.

On les réserve pour les passer dans la fonte pour matte blanche IV, ou dans la fonte pour matte bleue (des minerais impurs), suivant leur pureté.

Le cuivre est obtenu en lingots dans la proportion de 84 pour 100 des cuivres bruts mis en élaboration; il est divisé en plusieurs catégories pour la vente. On désigne sous le nom de *best selected* les cuivres provenant des mattes régules, des scories et des minerais très-purs; celui des scories est ordinairement de qualité supérieure.

Le travail des minerais ordinaires donne deux qualités différentes, suivant le degré de pureté des minerais; on les désigne sous le nom de *tough copper*.

Le traitement des minerais impurs donne également deux qualités, connues sous le nom de *tile copper*.

Il y a, maintenant, plus de 200 francs de différence dans les prix de vente de la tonne de cuivre de la dernière qualité de *tile* à la première de *best selected*.

Dans l'usine considérée on obtient dans l'année :

1°	Du travail des minerais ordinaires...	1,512	tonnes de cuivre.
2°	— purs.....	320	—
3°	— impurs.....	88	—
	Total.....	1,920	tonnes de cuivre.

Soit, en moyenne, 0,081 de cuivre marchand pour 1 de minerai.

En considérant séparément les diverses catégories de minerais, on arrive aux rendements suivants :

Minerais ordinaires....	0,0966
Minerais purs [1].....	0,0635
Minerais impurs.....	0,0340

Les minerais purs et impurs, traités dans les usines anglaises, sont en général plus riches que je ne les ai supposés dans la description précédente. J'ai fait l'hypothèse du rendement égal en matte bronze pour les trois catégories de minerais, afin de simplifier autant que possible la description.

Considérations économiques. — Les frais spéciaux de l'affinage, rapportés à la tonne de cuivre brut, peuvent être évalués ainsi qu'il suit :

Main-d'œuvre.....	1j	3 fr.	140
Combustible.....	0t,427.....	2	660
Anthracite.....	0 ,060.....	0	905
Bois.....	0 ,023.....	0	869
Outils, frais divers.....		0	862
Frais spéciaux d'affinage.....		8 fr.	436

[1] Il ne faut pas oublier qu'une partie des minerais purs est nécessaire au traitement des minerais ordinaires et impurs : ce rendement se rapporte seulement aux minerais élaborés dans le travail spécial des minerais très-purs.

Dans le raffinage des cuivres de qualité supérieure, on emploie encore, dans plusieurs usines, le charbon de bois au lieu de l'anthracite. On en consomme à peu près le même poids et, par suite, les frais de l'opération sont un peu plus élevés ; il faudrait porter dans le tableau qui précède 4 fr. 80 c., en place de 0 fr. 905.

Frais spéciaux d'affinage et de raffinage, rapportés à la tonne de minerais. — On les obtient en multipliant les chiffres qui précèdent par les rapports, indiqués plus haut, du cuivre brut aux minerais :

Pour le travail ordinaire....	0,115
Pour les minerais purs.....	0,075
Pour les minerais impurs....	0,041

	Travail ordinaire.			Minerais purs.			Minerais impurs.		
Main-d'œuvre..	0t,115	0 fr.	361	0t,075	0 fr.	235	0t,041	0 fr.	129
Combustible....	0t,049	0	306	0t,032	0	199	0,0175	0	109
Anthracite.....	0,0069	0	103				0,0025	0	037
Charbon de bois.				0,0045	0	360			
Bois.....	0,0026	0	100	0,0017	0	065	0,0009	0	030
Outils et divers.		0	099		0	064		0	029
Frais spéciaux.....		0 fr.	969		0 fr.	923		0 fr.	335

Tableau des frais spéciaux du traitement d'une tonne de minerais, dans les trois cas considérés.

	Minerais ordinaires.			Minerais purs.			Minerais impurs.		
Main-d'œuvre..	1t,844	6 fr.	972	2t,064	7 fr.	085	1t,685	5 fr.	848
Combustible....	1t,797	11	106	1t,887	11	610	1t,648	10	187
Anthracite.....	0,0069	0	103				0,0025	0	004
Charbon de bois.				0,0045	0	360			
Bois.....	0,0026	0	100	0,0017	0	065	0,0009	0	003
Spath-fluor....	0,051	0	643	0,051	0	643	0,051	0	643
Outils, frais divers.....		1	652		1	958		1	525
Frais spéciaux.		20 fr.	576		21 fr.	721		27 fr.	210

D'après ces nombres et les rendements que j'ai admis

pour les minerais, on peut calculer les frais spéciaux du traitement, rapportés à la tonne de cuivre marchand retiré des trois catégories.

Ces frais sont, respectivement :

213 francs..... 342 francs..... 535 fr. 60 c.

Pour des minerais plus riches, les frais du traitement seraient un peu plus élevés, puisque, le rendement en matte bronze étant plus fort, les coefficients successifs, par lesquels on multiplie les dépenses relatives à chaque opération pour les rapporter à la tonne de minerais, auraient tous une plus grande valeur. La différence ne peut cependant pas être considérable parce que, dans le cas de minerais plus riches, la fonte pour matte bronze est plus facile et doit donner lieu à des consommations un peu moins fortes que celles indiquées dans l'exemple considéré.

Les chiffres que j'ai cités dans le tableau précédent, pour les minerais purs et impurs, permettent d'évaluer cette influence de la richesse des minerais sur les frais spéciaux du traitement. En effet, les séries d'opérations, dans les deux cas, ne diffèrent que par la refonte des scories : en retranchant des frais de traitement des minerais purs le nombre 2 fr. 572, qui représente les frais de la refonte des scories, rapportés à 1 tonne de minerais, il reste 19 fr. 149 pour la somme des frais spéciaux du traitement des minerais rendant 0,0635, après avoir été soumis aux mêmes opérations que les minerais impurs, dont le rendement est 0,034. Ainsi, pour des minerais d'une teneur à peu près double, les frais du traitement, par tonne de minerais, sont plus élevés seulement de 1 franc.

On peut aisément se rendre compte de l'influence du

bas prix des combustibles sur les frais spéciaux du traitement. En prenant pour exemple les minerais ordinaires et supposant l'usine établie sur les côtes de la Méditerranée, payant la houille 20 francs la tonne, les frais spéciaux seraient de 45 fr. 47 c., au lieu de 20 fr. 576; et, par tonne de cuivre obtenu, de 470 francs, au lieu de 213 francs.

Il serait donc à peu près impossible à une usine, employant la méthode précédente, établie sur les côtes de la Méditerranée, ou dans toute autre localité où le charbon serait à un prix aussi élevé, de faire une concurrence sérieuse aux usines anglaises pour l'achat des minerais étrangers.

Frais généraux.

Frais généraux. — Les frais que j'ai signalés dans le cours de cette description ne sont qu'une partie des dépenses que doivent faire les propriétaires des usines : il est très-important d'évaluer approximativement celles qui, ne se rapportant à aucune opération spéciale, mais à l'ensemble du traitement, peuvent être comprises sous le titre de *frais généraux*. Je dois renvoyer, pour tous les détails, à la publication faite par M. Leplay ; je ne donnerai que les résultats numériques.

Les frais généraux comprennent :

1° Les transports des minerais, des mines ou du port de Swansea aux usines ;

2° Les travaux qui se rapportent à l'ensemble du traitement ;

3° L'entretien du matériel et des bâtiments ;

4° La location des terrains ;

5° Les impôts, les secours aux ouvriers ;

6° L'administration, la direction de la fonderie et des affaires commerciales ;

7° Les intérêts des capitaux engagés.

Les frais relatifs à chacune de ces divisions, et rapportés à la tonne de minerais, sont les suivants :

1° Transport des minerais à l'usine, en moyenne.....	7 fr.	169
2° Enlèvement des scories, correspondance, envoi des matières d'essai, frais d'écurie.....	1	040
3° Entretien et réparations des fours, donnés ordinairement à l'entreprise; travaux de forge et de serrurerie; charpente et menuiserie; matériaux divers pour les bâtiments et le service des ouvriers.....	1	990
4° Location des terrains, ou intérêt du capital consacré à l'achat des terrains.....	0	904
5° Impôts, secours aux ouvriers.....	0	830
6° Administration, comptabilité, affaires commerciales..	1	580
7° Intérêts des capitaux engagés (environ 4 millions, en comprenant le fonds de roulement).....	8	444
Frais généraux.....	21 fr.	857

Les frais généraux sont donc aussi élevés que les frais spéciaux et, par conséquent, la bonne direction de la partie administrative influe sur le prix de revient du cuivre, au moins autant que les soins donnés au traitement métallurgique.

On a souvent reproché aux fondeurs anglais de repousser, presque sans les examiner, les perfectionnements qui leur sont proposés pour les diverses opérations; il est cependant certain que leur intérêt bien entendu n'est pas de modifier la méthode adoptée, et convenablement appliquée par les ouvriers, quand bien même il devrait résulter des modifications proposées une diminution notable des frais spéciaux.

La méthode anglaise est certainement la plus compliquée de toutes celles qui sont employées pour le traitement des minerais de cuivre. La réussite des opérations, la qualité du produit définitif, et, par conséquent, sa valeur marchande, dépendent, bien plus que dans toutes les autres méthodes, de l'habileté des ouvriers et de

l'habitude qu'ils ont prise, dès leur enfance, du travail aux réverbères. En Angleterre les directeurs d'usines trouvent dans la population ouvrière l'habileté, l'intelligence et, pour ainsi dire, l'instinct métallurgique qui permettent aux ouvriers d'adapter leur travail à la nature variable des minerais.

Chaque variation un peu brusque dans la nature des minerais doit causer des tâtonnements, à la suite desquels les contre-maîtres et les ouvriers reconnaissent aisément dans quel sens les opérations doivent être modifiées ; il n'en résulte aucune perturbation notable dans le traitement, et les directeurs savent, au bout de très-peu de temps, quelle est la valeur commerciale du cuivre que donnent les minerais nouveaux et, par conséquent, à quel prix ils doivent les acheter.

Il n'en serait plus de même si on venait à introduire dans le traitement une modification radicale : il faudrait refaire l'éducation des contre-maîtres et des ouvriers ; pendant les années d'études les directeurs des usines ne pourraient plus savoir d'avance sur quelle qualité de cuivre ils devraient compter ; ils seraient donc privés de la base principale sur laquelle repose l'achat des minerais.

Il est facile de prouver par des chiffres que les fondeurs ont intérêt à porter toute leur attention sur l'achat des minerais et la vente du cuivre.

Les minerais sont payés comptant ; le cuivre n'est vendu, le plus ordinairement, que plusieurs mois après, et les payements sont presque toujours réglés à six mois de l'époque de la vente.

L'intervalle écoulé entre le payement des minerais par les fondeurs, et le payement du cuivre par les acheteurs, oblige les fondeurs à disposer d'un fond de roulement considérable, qui peut être plus ou moins limité,

suivant l'extension des relations commerciales et les facilités d'écouler le cuivre à mesure qu'il est produit.

En supposant le cuivre à 3,000 francs la tonne, la valeur produite par l'usine considérée est de 5,760,000 francs; ce qui suppose, dans les conditions ordinaires, un fonds de roulement de 2,800,000 francs. Les fondeurs qui possèdent des relations commerciales très-étendues peuvent le réduire à moins de 1,800,000 francs, et, par suite, économiser sur les frais généraux plus de 50,000 francs dans l'année, ou plus de 2 francs par tonne de minerais traités.

Pendant le temps qui s'écoule entre l'achat des minerais et la vente du cuivre, le prix du métal subit des variations parfois assez fortes, et qui s'élèvent à 200 et 300 francs par tonne, soit par tonne de minerai à 16 et 24 francs. La grande habileté des fondeurs consiste à profiter de ces variations, car le prix du cuivre dans les minerais est toujours calculé d'après le prix du métal en lingots au moment de l'achat; cela ne leur est pas toujours possible, en raison de l'irrégularité des arrivages des minerais, et principalement des minerais étrangers; mais la prévoyance et l'habileté dans les approvisionnements ont toujours une grande influence sur la somme de bénéfices que les fondeurs peuvent réaliser.

Les essais faits par voie sèche indiquent toujours une teneur inférieure à la quantité de cuivre qu'on retire par le traitement métallurgique; on peut admettre que pour les minerais rendant en moyenne 8 pour 100, les essais n'indiquent pas plus de 6 pour 100. — La différence représente 60 francs par tonne de minerais.

En regard de ces nombres, on doit considérer comme bien faible le bénéfice que pourrait donner une modification heureuse du traitement métallurgique, réduisant les frais spéciaux d'un dixième, ce qui déjà serait très-

beau, mais ne diminuerait que de 2 francs les frais spéciaux rapportés à la tonne de minerais.

Il n'est donc pas étonnant que les fondeurs appliquent particulièrement leur attention à la partie commerciale de leur entreprise, qui peut leur donner des bénéfices considérables. Ils cherchent à éviter les modifications du traitement métallurgique, qui pourraient peut-être plus tard diminuer un peu les frais, mais qui commenceraient toujours par leur enlever, pour un temps plus ou moins long, la base la plus certaine de leurs opérations commerciales, la relation entre la qualité du cuivre produit et la nature des minerais mis en vente.

§ 5.

Second exemple. — Traitement des minerais pyriteux à l'usine de Boston (États-Unis d'Amérique).

L'usine à cuivre de Boston est placée dans des conditions spéciales, qui ont quelque analogie avec celles des usines anglaises. Elle achète tous les minerais et les reçoit d'un grand nombre de localités différentes, mais ils sont généralement plus riches et même notablement plus purs que ceux traités en Angleterre.

Minerais.

Les minerais les plus purs proviennent des mines maintenant exploitées aux Etats-Unis; ce sont des cuivres pyriteux, à gangue quartzeuse, mélangés d'une faible proportion de pyrite de fer, et ne contenant aucun des corps nuisibles à la qualité du cuivre. Les exploitations les plus importantes sont dans l'Etat de New-York, et à Saint-Joseph-Island, près du saut Sainte-Marie. Ces minerais pyriteux rendent en moyenne de 17 à 20 pour 100 de cuivre, et sont vendus à l'usine à des prix très-modérés; les frais de transport ne sont pas élevés, grâce au déve-

loppement des canaux à large section et des chemins de fer, sur toute la partie habitée de l'Union américaine.

Les minerais étrangers sont apportés de l'Amérique du Sud par les navires que le commerce de Boston expédie en nombre toujours croissant dans l'Océan Pacifique. Les capitaines, servant d'agents à l'usine, achètent les minerais de cuivre seulement quand ils peuvent profiter des occasions favorables, c'est-à-dire à des prix très-bas. Les minerais leur servent de lest, aussi bien que de cargaison de retour; ils arrivent par conséquent à l'usine avec la plus grande irrégularité, mais ils sont payés beaucoup moins cher que les minerais expédiés à Swansea et vendus aux enchères publiques.

Je n'ai pas le droit de citer des chiffres exacts relativement aux prix payés pour la tonne des minerais divers; ces prix n'ont, d'ailleurs, aucune influence sur le traitement métallurgique, dont je désire m'occuper exclusivement.

Les minerais étrangers présentent une grande variété de nature, de pureté et de richesse. Ce sont, en général, des cuivres panachés, des cuivres sulfurés, des minerais oxydulés et carbonatés, des silicates ou des arséniates; les cuivres gris ne sont amenés à l'usine qu'en faible quantité; les pyrites de fer, contenant de l'arsenic et pauvres en cuivre, ne sont que rarement apportées par les navires, parce que l'usine ne les achète que dans des occasions spéciales, quand elle a besoin de pyrites de fer pour aider au traitement de cuivres gris ou d'arséniates, existant dans son approvisionnement en proportion plus forte que d'ordinaire.

Le rendement moyen des minerais traités en 1854 a été de 20 pour 100. Les quantités des minerais soumis au traitement métallurgique varient nécessairement entre des limites très-étendues. Elles dépassent ordinaire-

ment 10,000 tonnes; dans la description qui suit, je supposerai que l'usine traite annuellement 20,000 tonnes de minerais divers, rendant environ 20 pour 100, soit 4,000 tonnes de cuivre en lingots. En faisant cette hypothèse, qui n'altère en rien les principes métallurgiques de la méthode, j'ai pour but de rendre plus comparables les résultats obtenus avec ceux que j'ai cités précédemment pour la méthode anglaise.

Situation de l'usine. — L'usine est construite à l'extrémité d'une langue de terre à peu près stérile et inhabitée, qui sépare deux baies profondes de la rade de Boston. Les navires du plus fort tonnage peuvent aborder en tout temps au quai de l'usine et décharger les minerais. La position est, à cet égard, très-favorable, puisqu'on n'a besoin d'aucun transbordement, d'aucune fausse manœuvre, pour les minerais étrangers et même pour une partie des minerais indigènes qui arrivent par mer ou par les canaux. Le terrain a pu être acheté pour une somme très-faible, et l'usine n'a pas d'indemnités à payer aux voisins pour les dégâts causés par l'acide sulfureux produit dans les grillages.

Combustibles. — Sous le rapport des combustibles, la situation de l'usine est moins bonne que celle des usines anglaises; la houille et l'anthracite viennent par les canaux des grandes exploitations de l'Ouest; la houille revient à 35 francs et l'anthracite à 42 francs la tonne. Avec des combustibles aussi chers, il aurait été complétement impossible d'employer les fours à réverbère, dans lesquels la consommation est énorme; on a dû appliquer la méthode allemande, en utilisant l'anthracite, qui est de qualité supérieure et n'éclate pas au feu.

Le bois est à bon marché; il ne coûte pas plus de 3 fr. 45 c. le mètre cube, pesant environ 400 kilogrammes, soit 8 fr. 825 la tonne.

Main-d'œuvre. — Les ouvriers doivent être payés très-cher, et sont loin d'avoir l'habileté des ouvriers anglais; là encore on trouve une raison essentielle de l'adoption de la méthode allemande, dont l'application exige de la part des ouvriers une moins grande habileté et surtout une moindre habitude des travaux métallurgiques.

Les manœuvres gagnent de 5 fr. 25 c. à 6 francs dans leur journée de douze heures; les ouvriers spéciaux doivent être payés de 8 à 12 francs par poste, suivant la difficulté du travail qui leur est confié.

Disposition et consistance de l'usine. — L'usine comprend :

1° Auprès du quai un espace très-grand, qui sert de dépôt pour les minerais.

2° Une aire très-vaste pour le grillage en grands tas.

3° Un bâtiment très-allongé, parallèle au quai, sous lequel sont dix-huit fours à manche, qui servent pour les deux fontes; une soufflerie à cylindres, mise en mouvement par une machine à vapeur; un réservoir d'air cylindrique, dans lequel le vent est maintenu à la pression de $0^m,07$ à $0^m,08$ de mercure. La machine et le bâtiment des fours avaient été construits en vue d'une production bien plus grande que celle énoncée plus haut; on n'utilise pas la totalité de la force de la machine, évaluée à quarante-cinq chevaux.

4° Deux hangars, renfermant chacun seize cases pour le grillage des mattes; ils sont disposés à angle droit et à l'extrémité du bâtiment des fours à manche.

5° Une maison d'habitation pour la direction et les principaux employés; les bureaux; un laboratoire pour les essais et les analyses des minerais et des produits du traitement.

L'affinage du cuivre noir était fait (encore en 1855) dans une usine spéciale, plus rapprochée du terrain

houiller; mais on a reconnu, depuis longtemps, la convenance de terminer toutes les opérations à l'usine de Boston, et on doit prochainement construire un atelier spécial pour l'affinage.

J'admettrai, dans l'exposé de la méthode, que l'usine comprend cet atelier spécial pour l'affinage, renfermant trois fours à réverbère.

Exposé de la méthode. — J'ai déjà présenté la série des opérations, et j'ai longuement insisté sur les réactions chimiques qui peuvent, dans chacune d'elles, expulser les corps nuisibles, scorifier le fer, dégager le soufre, et donner, comme produit définitif, du cuivre assez pur pour être vendu.

Je dois cependant rappeler les titres de ces opérations et l'ordre adopté à Boston.

Première opération. Grillage des minerais. On soumet au grillage en grands tas : les minerais pyriteux, pauvres et riches; les minerais impurs, mélangés autant que possible avec une forte proportion de pyrites de fer. Le grillage est toujours très-imparfait, souvent irrégulier, et, dans les circonstances atmosphériques les plus favorables, il reste encore dans les produits grillés plus de la moitié du soufre contenu dans les minerais mis en opération.

Seconde opération. Fonte pour matte des minerais grillés, avec addition des minerais oxydés, carbonatés, sulfurés, etc., qui contiennent une proportion appréciable d'arsenic et d'antimoine; on passe, dans les lits de fusion, la plus grande partie des scories riches et des résidus cuivreux du traitement; on ne réserve pour la fonte pour cuivre noir que les scories et les crasses du raffinage, qui ne contiennent pas de corps nuisibles à la qualité du cuivre. L'opération donne deux produits principaux : la matte et la scorie. La scorie est très-pauvre, et peut être

jetée presque en totalité : on conserve seulement les parties contenant des grenailles, pour les passer dans la fonte pour cuivre noir.

Troisième opération. Grillage en cases de la matte enlevée en rondelles et cassée au marteau : on fait ordinairement deux feux successifs ; on est cependant quelquefois obligé de faire subir à la matte un troisième feu, quand les minerais traités sont trop impurs, ou quand ils renferment de la blende en assez forte proportion. Dans le premier cas, le troisième feu a pour but l'expulsion plus complète de l'arsenic et de l'antimoine ; dans le second cas, le troisième feu est rendu nécessaire par la compacité que donne à la matte le sulfure de zinc qu'elle contient.

Quatrième opération. Fonte pour cuivre noir. On passe, dans les lits de fusion : la matte grillée, les minerais oxydés, carbonatés et silicatés, riches et purs ; les scories de raffinage, les débris de fours, et les scories de la première fonte renfermant des grenailles. On obtient trois produits principaux : du cuivre noir, une matte très-riche et pure ; une scorie assez riche.

Le cuivre noir contient principalement du fer et du soufre ; généralement, il ne renferme que très-peu d'arsenic et d'antimoine, même quand on a traité des minerais impurs.

La matte ne doit être qu'en proportion très-faible, et ne contient jamais que des traces des deux corps nuisibles[1] ; sa pureté résulte de la production du cuivre noir, dans lequel se concentrent la plus grande partie de l'arsenic et de l'antimoine, qui ne sont pas expulsés par les opérations successives. La matte est grillée ordinaire-

[1] Les minerais traités à l'usine de Boston ne contiennent presque jamais d'étain et de nickel ; l'arsenic et l'antimoine peuvent être considérés comme les deux seuls corps nuisibles.

ment à un seul feu, et repasse dans la même fonte pour cuivre noir.

La scorie contient toujours de l'oxydule de cuivre et des grenailles de matte et de cuivre noir ; elle est passée en totalité dans la première fonte pour matte.

Cinquième opération. Affinage et raffinage. Le cuivre noir est affiné au four à réverbère par une méthode analogue à celle adoptée en Angleterre, et le raffinage dans le même four suit immédiatement l'affinage. Dans la première partie de ces deux opérations, la fusion lente dans une atmosphère oxydante, on doit prolonger l'oxydation un peu plus qu'on ne le fait en Angleterre, parce qu'on a besoin d'oxyder une proportion plus forte de fer et de soufre, et d'expulser encore une certaine quantité d'arsenic et d'antimoine. L'opération faite en Amérique doit remplacer en partie le rôtissage anglais.

On obtient trois produits principaux : le cuivre en lingots, plus ou moins pur, suivant la nature des minerais traités ; des scories d'affinage, riches et souvent impures, qui sont destinées à la première fonte ; des scories riches et pures, formées pendant la dernière partie de l'affinage et pendant le raffinage, et qui, sous le nom de scories de raffinage, peuvent être passées dans la fonte pour cuivre noir.

Matériel. — Fours à manche. — Les fours à manche, employés pour les deux fontes, ont tous les mêmes dimensions ; leur disposition est représentée pl. III, fig. 1 et 2.

La hauteur du four est de $1^m,65$, de la tuyère au gueulard ; la profondeur, ou la distance de la warme à la tuyère, est de $0^m,78$; la largeur est de $0^m,65$.

Le creuset, en brasque, a son point le plus bas sous la poitrine, à $0^m,30$ de l'arête inférieure, et $0^m,45$ sous la tuyère. L'avant-creuset est prolongé jusqu'à $0^m,15$ en avant de la face extérieure de la poitrine ; le niveau

de la brasque à l'extérieur, ce qu'on peut nommer la table de travail et de chargement, est à $0^m,10$ au-dessous de la tuyère.

Comme la température est extrêmement élevée, on doit employer une tuyère à eau, comme dans les hauts fourneaux; la forme de l'œil est dessinée pl. III, fig. 3; la base a $0^m,035$, la hauteur est $0^m,045$. La buse est en tôle, son diamètre à l'œil est de $0^m,030$.

La poitrine est construite en briques réfractaires; son épaisseur est seulement $0^m,115$. Les trois côtés ont $0^m,35$ et sont également en briques réfractaires. Le massif extérieur, en briques ordinaires, a $0^m,45$: il supporte, au-dessus du gueulard, une cheminée qui sert à conduire les gaz hors de l'atelier. L'ouverture pour le chargement, au-dessus de la poitrine, a $1^m,25$ de largeur sur 1 mètre de hauteur.

La brasque est un mélange de : 1 partie de sable quartzeux; 1 partie d'argile; 1 partie d'anthracite.

Son épaisseur *minima* est de $0^m,45$ au commencement des campagnes; elle repose sur une fondation en briques, dans laquelle sont ménagés des canaux pour le dégagement de l'humidité.

Le bassin de coulée, en brasque, est placé en avant du four, et le trou de coulée répond au point le plus bas du creuset. Les scories coulent latéralement par-dessus la brasque de l'avant-creuset, et d'un seul côté.

Les armatures sont en fer; leur disposition n'offrant aucune particularité, je ne les ai pas représentées dans les deux figures.

Un chemin de fer est posé en avant de la ligne des fours, et sert au transport de toutes les matières; il est prolongé d'un côté jusqu'aux hangars de grillage en cases; de l'autre côté il se divise en deux branches : l'une va rejoindre les aires de grillage des minerais; l'autre est

dirigée vers le bord de la mer, jusqu'à l'emplacement du crassier.

Cases de grillage. — Dans chaque hangar les seize cases qui servent aux grillages des mattes sont disposées sur deux rangées parallèles. Deux cheminées, élevées de 10 mètres, suffisent pour les deux rangées, soit chacune pour huit cases.

Les cases sont voûtées, et divisées en deux compartiments par des grilles (pl. III, fig. 4 et 5); le compartiment inférieur, ouvert vers le milieu du bâtiment, sert à l'allumage et à la répartition régulière de l'air pendant le grillage. La partie supérieure à la grille est fermée par un petit mur en briques sèches, mis en place après le chargement.

Les gaz sortent par un canal, ayant $0^m,22$ de côté, traversant le mur du bâtiment, à une faible distance de la voûte. Il débouche dans un conduit horizontal extérieur, dont la section a $0^m,45$ sur $0^m,45$, porté par des arceaux en briques. Les conduits horizontaux, servant chacun pour quatre cases, communiquent avec la cheminée placée au milieu de la longueur du hangar. La section intérieure de la cheminée a $0^m,55$ de côté.

Les dimensions principales des cases sont les suivantes : longueur, $2^m,50$; largeur, $1^m,40$; hauteur de la voûte au-dessus de la grille, 2 mètres; hauteur de la grille au-dessus du sol, $0^m,62$.

Pour les fours d'affinage et de raffinage, les dispositions et les dimensions sont les mêmes qu'en Angleterre.

Je vais maintenant décrire successivement les cinq opérations, en supposant l'affinage et le raffinage faits à l'usine de Boston : cette hypothèse ne change rien à la méthode, et permet de calculer les frais spéciaux dans des conditions plus rationnelles.

Les nombres que je citerai m'ont été donnés à l'usine

en 1854, je ne les ai pas relevés moi-même sur les registres; ils ne doivent donc être considérés que comme approximatifs. Je pense cependant qu'ils sont assez exacts pour permettre une comparaison générale entre la méthode anglaise, et celle adoptée dans l'usine américaine.

Première opération. — Grillage des minerais.

J'ai déjà décrit avec détails la disposition des tas de grillage, les réactions qui peuvent avoir lieu, et j'ai signalé les causes principales de l'irrégularité dans les résultats obtenus; il me reste bien peu de chose à dire sur cette première opération.

Sur les 20,000 tonnes de minerais divers traités dans l'année, on peut admettre que 18,000 tonnes sont des minerais pyriteux ou des minerais impurs, qui doivent être soumis au grillage.

Les minerais pyriteux riches et purs doivent être grillés tout seuls, car leur traitement peut donner du cuivre de qualité tout à fait supérieure, pourvu qu'on ait soin de ne passer dans la fonte pour cuivre noir que des minerais oxydés et carbonatés bien purs.

Les minerais contenant de l'arsenic et de l'antimoine doivent être assez intimement mélangés, pour le grillage, avec une forte proportion de minerais pyriteux, renfermant de la pyrite de fer. Le cuivre qui provient du traitement de ce mélange renferme toujours une certaine quantité d'arsenic et surtout d'antimoine, et, par suite, il ne peut avoir une valeur commerciale aussi grande que celle du cuivre retiré des minerais purs.

On est donc conduit à établir parmi les minerais une division analogue à celle faite dans les usines anglaises: on doit distinguer les minerais purs et les minerais mélangés; très-rarement on a besoin de faire une troisième subdivision pour les minerais très-impurs, qui ne peuvent donner que du cuivre de qualité inférieure. Toutes ces classes sont traitées séparément, mais à

très-peu de chose près de la même manière; la série des opérations est tout à fait la même, les variations plus ou moins grandes subies par chacune d'elles, d'après la nature des minerais, peuvent se déduire facilement des considérations générales que j'ai présentées sur la méthode; je n'aurai pas besoin de les signaler dans le cours de la description actuelle. Je me bornerai donc à décrire le travail, comme s'il s'agissait seulement du traitement des minerais mélangés. Mais il reste bien établi qu'en recevant les minerais, on fait le classement que je viens d'indiquer, autant du moins que le permettent l'irrégularité des arrivages, et la condition de ne pas laisser trop longtemps en dépôt les minerais plus ou moins impurs achetés par l'usine.

Les tas sont construits sur des aires en argile battue, abritées des vents de mer par un mur peu élevé; on cherche à faire des tas de 100 à 150 tonnes; mais on est fréquemment obligé de griller seulement 40 ou 50 tonnes, quand les arrivages se font trop attendre. On peut considérer 100 tonnes comme la moyenne la plus favorable du poids de minerais grillés dans un tas : c'est sur ce chiffre que je calculerai les frais du grillage. On peut se faire une idée de l'immense développement que doit avoir l'aire consacrée à cette première opération, en remarquant que pour un tas de 100 tonnes, il faut au moins deux mois pour que le grillage soit achevé : en comptant le temps nécessaire pour le chargement et pour le transport des minerais grillés aux fours à manche, on voit qu'on ne peut faire dans l'année, sur le même emplacement, que quatres tas différents. On doit passer au grillage, dans l'année entière, 18,000 tonnes, ou faire 180 tas de 100 tonnes; on doit donc avoir la place nécessaire pour 45 à 50 tas.

Cinq ouvriers sont spécialement chargés de la confec-

tion des tas et de la conduite du grillage, mais ils sont aidés par des rouleurs, dont le nombre est variable avec l'activité du travail. On peut compter quinze journées de main-d'œuvre pour 100 tonnes de minerais : le prix de la journée est de 6 francs en moyenne.

La quantité de bois employée pour l'allumage dépend de la nature des minerais et des conditions atmosphériques: il faut moins de bois pour les minerais impurs, en raison de la pyrite de fer, qui est toujours en certain excès, s'allume facilement et produit ensuite beaucoup de chaleur; il faut, au contraire, bien plus échauffer les minerais pendant l'allumage, quand ils sont pauvres et à gangue quartzeuse. Dans les temps froids et humides, il est nécessaire de développer pour la mise en feu une quantité de chaleur très-grande, pour échauffer et sécher les minerais. On peut admettre comme consommation moyenne de combustible $7^{m.c}$,70 de bois pour un tas de 100 tonnes de minerais pyriteux ordinaires, dont la teneur est comprise entre 17 et 20 pour 100, et qui renferment de 10 à 15 pour 100 de pyrite de fer.

L'aire sur laquelle les tas sont construits s'imprègne d'oxydes et de sulfates; on doit l'enlever tous les ans et la passer à la fonte pour matte, en même temps que les minerais grillés. L'argile dont elle est formée sert de fondant très-utile; on peut admettre que cette matière est obtenue dansla proportion d'un millier de tonnes.

Frais spéciaux du grillage en tas. — Les frais spéciaux, rapportés à une tonne de minerais, sont les suivants :

Bois, $0^{m.c}$,0760, soit 0^{t},0304.....	0 fr. 268
Main-d'œuvre et transports.... 0^{j},15.....	0 900
Frais spéciaux du grillage....	1 fr. 168

Dans les conditions ordinaires des prix de la main-

d'œuvre et du combustible les frais de grillage ne dépasseraient pas 0 fr. 50 c.

Remarque. — Les seuls produits de l'opération sont: les minerais grillés et l'aire argileuse imprégnée de composés cuivreux; on ne cherche pas à recueillir le soufre comme dans plusieurs usines de l'Europe. Cela tient en partie à la faible proportion de pyrite de fer contenue dans les minerais ordinairement traités; ce sont principalement des cuivres pyriteux à gangue quartzeuse; ils ne laissent distiller qu'une très-petite quantité de soufre, on ne pourrait par conséquent en recueillir qu'un poids insignifiant.

Pour les minerais impurs, les pyrites de fer sont en excès très-notable, et l'opération pourrait donner quelques tonnes de soufre; mais les pyrites ne sont ajoutées que dans le but de faciliter la distillation de l'arsenic et de l'antimoine, le soufre recueilli serait par conséquent très-impur. Il n'aurait de valeur commerciale qu'après une purification assez difficile; elle exigerait une installation spéciale que ne justifierait pas la faible quantité de soufre qu'on aurait à traiter.

Les minerais doivent certainement perdre une partie de leur poids au grillage, mais on ne tient pas compte de cette perte : dans la fonte pour matte, les quantités mises en opération se rapportent aux minerais non grillés.

Seconde opération. — Fonte pour matte.

Les fours à manche peu élevés, employés à l'usine de Boston, ne sont pas très-bien adaptés à la nature variable des minerais : ils conviennent parfaitement pour des minerais purs, parce qu'on peut conduire la fonte à une température très-élevée, en conservant dans les scories très-siliceuses la majeure partie du fer, oxydé pendant le grillage; mais ils sont trop bas pour des minerais impurs, pour lesquels il faudrait fondre lentement, en maintenant les matières du lit de fusion exposées

pendant un temps très-long à une température peu élevée, en présence d'une action réductive très-modérée. Pour tous les minerais on cherche principalement à économiser le combustible, en passant en vingt-quatre heures un poids considérable de matières : on n'utilise que très-imparfaitement la fonte pour la purification, c'est-à-dire pour l'expulsion des deux corps nuisibles, l'arsenic et l'antimoine. Avec des minerais très-impurs et le mode de travail adopté à Boston, on ne pourrait obtenir que du cuivre de qualité tout à fait inférieure. De là vient la répugnance des propriétaires de l'usine à acheter des minerais trop impurs : il serait cependant bien facile d'élever les fours à manche, destinés à la fonte pour matte des minerais chargés d'arsenic et d'antimoine ; au prix d'une faible augmentation dans la proportion du combustible consommé, on pourrait aisément traiter des minerais plus impurs que ceux achetés par l'usine, et en retirer du cuivre de qualité ordinaire.

Je devais signaler cette disposition défectueuse des fours à manche, dont la hauteur doit varier avec la nature des minerais traités ; elle doit être d'autant plus grande que les minerais exigent une purification plus énergique.

Personnel. — Un four est conduit par 4 ouvriers spéciaux divisés en deux postes, qui se relayent de douze heures en douze heures. Un des ouvriers de chaque poste est plus spécialement chargé de la conduite du four. Le travail est dirigé par un maître fondeur, qui indique la composition des lits de fusion, la proportion d'anthracite, etc. — Les transports des matières premières, des minerais et des produits de l'opération, sont faits pour tout l'atelier par 4 rouleurs, qui travaillent seulement pendant le jour. Le maître fondeur se fait aider par un surveillant de nuit.

Le nombre des fours en feu varie de sept à huit, dans les conditions ordinaires d'approvisionnement. Le personnel de la fonte pour matte se compose donc ainsi :

1 maître fondeur, payé 12 francs par jour ;
1 surveillant de nuit, 10 francs par nuit ;
4 rouleurs, 5 francs par jour ;
14 à 16 fondeurs, 8 francs par poste ;
14 à 16 aides fondeurs, 6 francs par poste.

Lits de fusion. — On fond, en même temps que les minerais grillés : l'argile imprégnée de composés cuivreux des aires de grillage ; une petite proportion de minerais oxydés ou sulfurés, qui contiennent de faibles quantités d'arsenic et d'antimoine ; les scories de la fonte pour cuivre noir ; les débris de fours et de soles en brasque ; les premières scories de l'affinage du traitement des minerais impurs.

On ajoute comme fondant pour la gangue quartzeuse des minerais une proportion variable, de 8 à 12 pour 100, d'écailles d'huîtres, qui peuvent être obtenues à des prix très-minimes.

Ces matières diverses sont disposées par couches peu épaisses, sur le sol de l'atelier et devant les fours, en tas plus ou moins réguliers, dont la hauteur ne dépasse pas $0^{m},20$. Chaque tas contient 1 tonne de minerais grillés, et constitue ce que l'on nomme un *lit de fusion*.

Leur composition varie suivant la nature des minerais, la régularité du grillage, la quantité des résidus cuivreux qui sont à l'usine : on cherche à la maintenir à peu près constante pendant toute la durée d'une campagne, à moins qu'un dérangement dans l'allure du four ne force à la modifier[1].

[1] On peut presque toujours maintenir une allure régulière avec des lits de fusion constants, en faisant varier la quantité d'anthracite des charges suivant que le four devient trop chaud ou trop froid.

Les nombres suivants représentent la composition la plus ordinaire des lits de fusion :

Minerais pyriteux grillés.....	1 tonne.
Minerais impurs, non grillés.....	0,033
Aires de grillages, débris de fours et brasque.	0,050
Scories riches de la troisième opération et de l'affinage.....	0,330
Écailles d'huîtres.....	0,100
Poids total du lit de fusion.....	1t,513

Description d'une campagne. — Le four étant réparé et séché librement à l'air pendant plusieurs jours, on le chauffe peu à peu avec du charbon de bois ; quand la partie inférieure est au rouge, on charge de l'anthracite et on donne un peu de vent.

Par ce détail seulement la mise en feu diffère de ce qui a lieu dans les usines d'Europe, où on ne commence à donner le vent que quand le four est déjà bien chaud. L'anthracite ne peut brûler que sous une pression d'air assez forte, et ne peut être employé que pour porter le four à une température élevée, alors qu'il a déjà été séché et chauffé par le charbon de bois.

Dès que le four est à la température convenable, ce qui arrive au bout de douze à quinze heures, on charge des scories contre la warme, et le fondeur cherche à produire le nez à mesure que les scories fondues arrivent devant la tuyère : à partir de ce moment, on charge le lit de fusion contre la warme, l'anthracite contre la poitrine, et on augmente progressivement la quantité de vent, jusqu'à ce qu'on ait atteint l'allure normale, ce qui a lieu au bout de trois jours dans les conditions les plus ordinaires. On modifie cette quantité suivant la facilité avec laquelle coulent les scories ; la pression du vent reste constante. La proportion du combustible varie également

suivant l'allure; le maître fondeur et le surveillant indiquent le nombre de paniers d'anthracite qu'il faut charger pour un nombre constant de bâches du lit de fusion.

Les parois du four sont rongées très-rapidement; on doit mettre hors feu au bout de quatorze à seize jours; on peut admettre quinze jours comme la durée moyenne d'une campagne.

Dans ce temps on passe quatre-vingt-dix lits de fusion, quand il ne survient pas d'engorgements ou d'autres accidents à la marche de la fonte. En prenant la moyenne d'une campagne, on voit qu'on fond en vingt-quatre heures 6 tonnes de minerais grillés, soit 9t,078 de lits de fusion; pendant les premiers jours et pendant les derniers, on ne peut pas atteindre ce chiffre élevé, par conséquent on doit fondre plus de 10 tonnes de lits de fusion, en vingt-quatre heures, pendant les huit ou dix jours de très-bonne allure du four.

La fonte pour matte est donc faite très-rapidement et à une température très-élevée; je ne pense pas qu'il existe en Europe une usine à cuivre, employant les fours à manche, dans laquelle on passe une aussi forte quantité de minerais dans un temps donné. Je n'ai pas l'intention de citer l'usine de Boston comme un exemple à suivre, et j'ai insisté tout à l'heure sur l'inconvénient grave que présentent les fontes conduites trop rapidement : elles économisent le combustible au détriment de la qualité du cuivre, à moins que les minerais ne soient très-purs. Le travail des ouvriers est beaucoup plus simple que dans les fontes aux fours à réverbère. La partie la plus difficile est l'entretien du nez à la longueur convenable : le bon état du nez est en même temps le point le plus essentiel à l'allure régulière du four; je n'ai aucune indication à donner à ce sujet, l'habileté de l'ouvrier peut seule conserver intacte cette prolongation de la tuyère

au milieu des matières imparfaitement fondues qui descendent dans le creuset.

Le chargement est fait par l'ouverture ménagée au-dessus de la poitrine ; les ouvriers doivent monter sur la brasque, garantie par une plaque de tôle, en portant sur leur tête un panier d'anthracite ou une bâche de lit de fusion, et lancer le contenu dans le four, de manière que les deux matières différentes soient assez bien séparées. Le moment où il devient nécessaire de charger est indiqué par l'abaissement des matières et par la vivacité de la combustion des gaz au gueulard.

Pendant toute la campagne, les scories coulent librement par-dessus la brasque et tombent sur le sol de l'usine ; leur fluidité et leur couleur indiquent au maître fondeur dans quel sens il doit modifier la composition des lits de fusion, ou plutôt la proportion du combustible chargé. Les scories sont ordinairement très-pauvres en cuivre, elles ne contiennent pas d'oxydule, et les grenailles de matte sont en quantité tout à fait négligeable. Sur l'ordre du maître fondeur, les scories reconnues suffisamment pauvres sont enlevées dans des waggons en tôle et roulées sur le chemin de fer jusqu'au crassier.

Les coulées sont faites à des intervalles très-rapprochés, trois ou quatre fois par poste, suivant le nombre des lits de fusion chargés dans le même temps. Le bassin extérieur en brasque doit être séché avec des scories rouges, toutes les fois qu'il a eu besoin de réparations, ce qui arrive très-fréquemment.

Pour la coulée, le fondeur enfonce son ringard dans le canal qui traverse la brasque, et perce le tampon d'argile qui ferme ce canal : la matte et ensuite la scorie coulent dans le bassin extérieur. Le vent est arrêté vers la fin de la coulée, à peu près au moment où la scorie commence à paraître : le fondeur bouche avec un tam-

pon d'argile, fixé au bout d'un manche en bois, l'orifice de coulée, après l'avoir nettoyé avec un ringard, toutes les fois que cet orifice est devenu trop étroit. Il enlève ensuite les matières qui ferment l'avant-creuset, vérifie l'état du creuset, le nettoie, quand cela est nécessaire ; puis il ferme l'avant-creuset avec des plaques de scories solidifiées et du menu combustible.

Il donne de nouveau le vent, et l'opération continue.

La coulée est la partie la plus pénible du travail de l'ouvrier, surtout quand il faut nettoyer le creuset et faciliter par l'introduction d'un ringard courbe la descente des charges et du combustible. Le travail doit être fait très-rapidement, parce que le vent ne peut être interrompu que pendant un temps très-court. Le vent seul peut empêcher la fusion du nez, et, quand ce dernier est obstrué ou partiellement fondu, il est difficile de le ramener à des dimensions convenables.

Après chaque coulée, on attend que la scorie soit solidifiée dans le bassin pour l'enlever tout d'une pièce : la plaque obtenue contient presque toujours des grenailles de matte; elle reste dans l'atelier pour être cassée en morceaux et passée dans les lits de fusion de la fonte pour cuivre noir.

La matte est ensuite enlevée par rondelles, sous la direction du maître fondeur ou du surveillant : l'épaisseur des rondelles est variable avec la nature des minerais, entre $0^m,025$ et $0^m,035$; la matte est pesée et cassée au marteau devant chaque four. Elle est ensuite transportée aux cases de grillage. Le cassage de la matte et son transport sont faits par les rouleurs.

Considérations économiques. — Je prendrai pour le calcul des frais spéciaux l'exemple d'une campagne de quinze jours, qui peut être considérée comme s'écartant très-peu de la moyenne des résultats obtenus pendant l'année entière.

Dans cette campagne, on a fondu 90 tonnes de minerais grillés et 3 tonnes de minerais non soumis au grillage ; on a produit 52 tonnes de mattes, tenant à peu près régulièrement 34 à 35 pour 100 de cuivre ; les dépenses et consommations ont été les suivantes :

Charbon de bois pour la mise en feu, 0t,600 à 65 francs...	39 francs.
Anthracite, 18 tonnes à 42 francs.....	756
Brasque pour le creuset et les bassins.....	60
Main-d'œuvre et surveillance, 75 journées.....	495
Fondants (écailles d'huîtres), 8 tonnes.....	32
Outils, réparations, frais divers.....	75
Frais spéciaux d'une campagne.....	1,457 francs.

De ces nombres on peut déduire les frais spéciaux de la fonte pour matte, rapportés à la tonne de minerais :

Charbon de bois.... 2.....	0t,0065.....	0 fr. 423
Anthracite.....	0,194	8 148
Brasque.....		0 645
Main-d'œuvre et surveillance, 0t,806.....		5 322
Fondants.....	0t,085.....	0 340
Outils, réparations, frais divers.....		0 806
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.....		15 fr. 684

On retire de la tonne de minerais 0t,559 de matte.

A ces frais il faut ajouter une partie des dépenses de la machine à vapeur et de la soufflerie, qui s'élèvent à 139 fr. 50 c. par vingt-quatre heures.

Main-d'œuvre.....	2t,50 à 6 francs...	15 fr. 00 c.
Houille.....	3t,20 à 35 francs...	112 00
Huile et frais divers.....		12 50
Total.....		139 fr. 50 c.

La fraction de ces frais applicable à la fonte pour matte dépend du nombre des fours en feu. On peut admettre que dix fours, au moins, sont en même temps

en activité et, par suite, on a pour les frais de la soufflerie, pour la campagne entière et par tonne de minerais :

Main-d'œuvre...	3j,75	22 fr.	50 c.	0j,040.....	0 fr.	240
Houille.....	4t,50	167	50	0t,048.....	1	680
Huile et frais divers...		18	75	.....	0	201
Pour la campagne..		208 fr.	75 c.	Par tonne de minerais.	2 fr.	121

D'après ces nombres, et dans les conditions de l'usine de Boston, la fonte pour matte des minerais riches au four à manche exige :

Main-d'œuvre.....	0j,846	par tonne de minerais fondus.
Combustible.....	0t,2485	

On voit en même temps que, comme résultat moyen d'une campagne, un four peut fondre en vingt-quatre heures : 6t,20 de minerais et 9t,17 de lit de fusion, en consommant 1t,20 d'anthracite ; la soufflerie brûlant dans le même temps 0t,30 de houille de très-bonne qualité.

Ces nombres sont utiles pour la comparaison des résultats obtenus dans les fours à réverbère et dans les fours à manche.

Produits. — Chaque four à manche peut faire dans l'année de 16 à 17 campagnes ; il faut donc douze fours spécialement affectés à la fonte pour matte, pour fondre dans l'année 18,600 tonnes de minerais. On obtient 10,400 tonnes de mattes, tenant en moyenne :

Cuivre.....	0,355
Fer.....	0,310
Soufre.....	0,325
	0,990

Les mattes renferment un peu d'arsenic et d'anti-

moine en proportion variable avec la nature des minerais traités. On voit que la matte retirée des minerais riches, et au four à manche, a presque la même composition que la matte bronze de la méthode anglaise, obtenue au réverbère et dans le traitement de minerais beaucoup plus pauvres.

Quand, à l'usine de Boston, on traite spécialement des minerais très-purs et très-riches, la matte a une teneur en cuivre plus élevée, et on obtient en même temps une petite quantité de cuivre noir. La scorie correspondante contient une proportion notable d'oxydule de cuivre et ne peut pas être jetée. Elle est ajoutée aux lits de fusion de la fonte pour matte des minerais moins purs.

La scorie provenant du travail ordinaire ne tient pas plus de 0,0035 de cuivre, qui s'y trouve principalement à l'état de grenailles de matte. Elle est très-siliceuse : l'analyse d'un échantillon a donné 0,520 de silice; les deux bases dominantes sont le protoxyde de fer et la chaux. Les scories sont, ou du moins doivent être très-fluides et ne contiennent pas, comme celles de la fonte pour matte bronze, des fragments de quartz non dissous. Toutes les matières terreuses des gangues, des minerais et des matières diverses passées dans les lits de fusion, sont parfaitement combinées entre elles et avec l'oxyde de fer produit par le grillage des minerais.

Troisième opération. — Grillage de la matte.

La matte est apportée à l'atelier de grillage cassée en morceaux très-irréguliers, mais ordinairement assez petits ; l'épaisseur est, en général, de $0^m,025$ à $0^m,035$; la plus grande diagonale des morceaux ne dépasse pas $0^m,100$. On cherche, dans le cassage, à éviter les menus, mais il est impossible de diminuer leur proportion au-dessous de 12 à 15 pour 100 de la matte totale.

Le grillage est fait en deux fois, ou à deux feux successifs, pour les minerais purs et les minerais ordinaires;

on ne doit faire un troisième feu que pour la matte des minerais très-impurs.

La charge d'une case est de 6 tonnes, pour le premier feu; elle est un peu moins forte pour le second, parce que les menus n'ont pas tant besoin de passer à un second grillage.

Opération. — Sur la grille, on dispose une couche de menu bois, environ $0^{m.c},490$; au-dessus, on charge les morceaux de matte, en mettant les plus petits à la partie supérieure et en recouvrant le tas par une couche de menus; on ferme le devant de la case avec des briques et on allume le bois avec des fagots placés sous la grille. On laisse la combustion marcher d'elle-même et, au bout de trois jours, le feu a pu monter jusqu'aux menus; on peut enlever le mur en briques et défaire le tas.

On met de côté tous les menus qui paraissent suffisamment grillés, et on soumet les morceaux à un nouveau feu, soit dans la même case, soit dans une case voisine. Pour le second feu on emploie une proportion un peu plus grande de bois, et on en mêle une petite quantité avec les plus gros morceaux de la matte. Le second feu est ordinairement terminé en deux jours : il faut donc moins d'une semaine pour les deux grillages; les deux hangars, chacun de seize cases, suffisent amplement pour le grillage des 10,400 tonnes de matte produites dans l'année.

Tout ce travail est fait par 4 grilleurs, payés 7 francs par poste de douze heures, et par 4 aides qui reçoivent seulement 6 francs.

La matte grillée est transportée à l'atelier des fours à manche; on la passe dans les lits de fusion de la fonte pour cuivre noir, en composant les charges d'après le poids de la matte avant le grillage.

Je ne puis citer aucun nombre suffisamment exact au sujet du soufre encore contenu dans la matte grillée ; sa proportion doit varier avec la nature des minerais ; j'ai trouvé dans un échantillon, provenant du travail ordinaire, c'est-à-dire de minerais assez purs, 11 pour 100 de soufre à l'état de combinaison avec les métaux.

Considérations économiques. — Les nombres précédents permettent de calculer approximativement les frais de grillage à deux feux, par tonne de matte ; ces frais sont les suivants :

Main-d'œuvre.....	0j.24.....	1 fr. 560
Bois.....	0t,08.....	0 706
Frais spéciaux du grillage.....		2 fr. 266

Ce qui donne pour les frais spéciaux du grillage, rapportés à la tonne de minerais :

Main-d'œuvre....	0j,134....	0 fr. 874
Combustible.....	0t,044....	0 395
Frais spéciaux.....		1 fr. 269

Quatrième opération. — Fonte pour cuivre noir.

On doit passer à la fonte pour cuivre noir : les 10,400 tonnes de mattes grillées ; 1,400 tonnes de minerais oxydés et carbonatés, riches et purs ; enfin les mattes qui sont produites dans l'opération elle-même et dont on peut évaluer la proportion à 600 tonnes pour l'année entière ; ces mattes ont été préalablement grillées en cases et à un seul feu.

On ajoute aux lits de fusion : les scories de raffinage, qui sont très-riches ; une partie des scories les plus chargées de grenailles de l'opération elle-même et de la première fonte ; les débris des fours dans lesquels on a traité des minerais à peu près purs.

Les gangues quartzeuses des minerais, les scories

siliceuses et les débris de fours doivent fournir une proportion de silice assez grande pour que la presque totalité de l'oxyde de fer des mattes grillées puisse être scorifiée, et maintenue à l'état de silicate, malgré la haute température et le pouvoir réductif considérable développés dans les fours ; les scories produites doivent contenir au moins 40 pour 100 de silice.

La nature du combustible employé oblige à produire une température extrêmement élevée et, par suite, à fondre très-rapidement ; la condition de préserver l'oxyde de fer de la réduction par les gaz exige l'emploi de fours très-bas, et, par conséquent, l'opération n'est pas utilisée autant qu'elle pourrait l'être dans des fours plus hauts et avec une allure moins chaude, pour l'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine. La consommation de combustible est très-faible, parce qu'on peut fondre, dans un temps donné, une quantité considérable de mattes et de minerais.

Mais on doit observer que la fonte très-rapide à l'anthracite, telle qu'elle est faite à l'usine de Boston, ne convient pas pour des minerais très-impurs.

La composition moyenne du lit de fusion est la suivante :

Mattes grillées de la première fonte....	1 tonne.
Minerais oxydés et carbonatés.....	0t,140
Mattes grillées (de l'opération).....	0 ,060
Scories riches.....	0 ,080
Scories siliceuses.....	0 ,450
Débris de fours.....	0 ,050
Poids total du lit de fusion.....	1t,780

On peut fondre jusqu'à huit et neuf lits de fusion en vingt-quatre heures, quand le four est en bonne marche.

Personnel. — Le nombre des ouvriers nécessaires pour la conduite d'un four est le même que dans la première

fonte; le maître fondeur et le surveillant de la fonte pour matte ont également sous leur direction les fours de la fonte pour cuivre noir; 2 rouleurs sont spécialement occupés aux transports des matières premières et des produits de l'opération.

Travail ordinaire. — Le séchage d'un four, après la reconstruction du creuset et des parois en briques réfractaires, est fait d'abord avec du charbon de bois; on charge de l'anthracite seulement quand le bas du four est chauffé jusqu'au rouge, et on donne le vent, sans lequel l'anthracite ne pourrait pas brûler. On cherche ensuite à former le nez, en jetant des scories contre la warme, et, quand on a réussi à lui donner les dimensions convenables, on charge les matières du lit de fusion contre la warme, et l'anthracite contre la poitrine. Au bout de trois jours le four doit être en bonne allure; on fond alors de huit à neuf lits de fusion en vingt-quatre heures, en brûlant 1t,25 d'anthracite.

Le maître fondeur modifie la composition des lits de fusion, et principalement la proportion des scories siliceuses, d'après la fluidité des scories qui coulent par-dessus la brasque; il fait varier la quantité du vent et le nombre des paniers d'anthracite de chacune des charges, suivant qu'il juge le four trop ou pas assez chaud.

Quand aucun engorgement ne force à mettre hors feu, alors que le four est encore en bon état, la campagne dure de quinze jours à trois semaines. On peut considérer quinze jours comme la durée moyenne d'une campagne; dans ce temps on passe environ 120 tonnes de mattes grillées, ou de 206 à 207 tonnes des matières des lits de fusion.

Le chargement et les coulées sont faits comme pour la première fonte.

Produits. — On obtient des produits assez nombreux.

Les scories qui passent, dans l'intervalle des coulées, par-dessus la brasque de l'avant-creuset, sont assez pauvres en cuivre : elles contiennent un peu d'oxydule à l'état de silicate, et quelques fines grenailles disséminées ; leur teneur en cuivre ne dépasse pas ordinairement 2 pour 100 ; elles sont portées à la fonte pour matte.

A chaque coulée on obtient, dans le bassin extérieur : du cuivre noir, de la matte et de la scorie ; cette dernière est enlevée en une seule rondelle, dès qu'elle est entièrement solidifiée ; elle contient fréquemment de grosses grenailles qui élèvent beaucoup sa teneur en cuivre ; on la casse au marteau et on la porte immédiatement aux lits de fusion de l'opération elle-même.

La matte est toujours en faible quantité ; on l'enlève en une seule rondelle très-mince ; on la pèse, puis on la casse en morceaux assez petits et on la porte à l'atelier du grillage.

Cette matte est en même temps très-riche et très-pure ; sa teneur en cuivre est rarement inférieure à 65 pour 100.

Le cuivre noir est le produit principal de l'opération ; on le puise à la cuiller dès que sa surface a été bien écumée, et on le verse dans des lingotières en fonte. Sa pureté dépend de la nature des minerais traités ; au fond de chaque lingotière est une marque spéciale, qui permet de reconnaître la qualité du cuivre des lingots. On n'a besoin que de trois marques différentes : pour les minerais très-purs, pour les minerais ordinaires et pour les minerais très-impurs.

Ces marques seraient utiles même quand l'affinage serait fait dans la même usine ; à Boston, les lingots doivent être envoyés à une assez grande distance ; il est donc indispensable d'éviter toute confusion dans les expéditions, en marquant sur chaque lingot, par un signe conventionnel, la qualité des minerais qui l'ont produit

Le cuivre noir contient ordinairement de 90 à 92 pour 100 de cuivre; il renferme du fer et du soufre, à peu près en égale proportion, et de l'arsenic et de l'antimoine en quantité variable avec la nature des minerais.

On obtient dans une campagne de quinze jours, pendant laquelle on fond 120 lits de fusion, soit 120 tonnes de matte grillée et 24 tonnes de minerais riches ou de matte provenant de l'opération :

Matte riche.....	de 7 à 8	tonnes.
Cuivre noir.....	de 56 à 57	—

Les 120 tonnes de matte de la première fonte proviennent de 215 tonnes de minerais; par suite, en faisant abstraction de la matte riche qui revient constamment à la même opération, les 57 tonnes de cuivre noir sont produites par 232 tonnes de minerais, ce qui donne un rendement de 0,246 de cuivre noir pour 1 de minerais traités.

Considérations économiques. — Pour une campagne de quinze jours les frais spéciaux sont les suivants :

Charbon de bois pour la mise en feu.	0t,60....	39 francs.
Anthracite.....	17t,50....	735
Brasque pour le creuset et les bassins.....		60
Main-d'œuvre, 90 journées.....		540
Outils, réparations, frais divers.....		75
Frais spéciaux.....		1,449 francs.

A ces frais il faut ajouter les dépenses de la soufflerie :

Main-d'œuvre....	1j,875....	11 fr.	25
Houille.....	2t,250....	83	75
Huile et frais divers.....		9	375
Frais de la soufflerie.....		104 fr.	375

Ces nombres permettent de calculer les frais spéciaux

de la fonte pour cuivre noir, rapportés à la tonne de mattes grillées et minerais, et à la tonne de minerais mis en traitement.

Pour le premiers cas il faut diviser les nombres qui précèdent par 145; pour le second cas le diviseur est 232.

Charbon de bois.....	0t,00414	0 fr.	269	0t,00258	0 fr.	168
Anthracite.....	0,121	5	082	0,0075	3	150
Brasque.....		0	414	.....	0	258
Main-d'œuvre.....	0h,621	4	036	0h,387	2	322
Outils, frais divers.....		0	517	.....	0	322
Soufflerie.						
Main-d'œuvre.....	0,013	0	078	0,008	0	048
Houille.....	0,015	0	525	0,009	0	315
Huile et divers.....		0	065	.....	0	041
Frais spéciaux : Par tonne de mattes et minerais.....		10 fr.	986	Par tonne de minerais.	6 fr.	624

Chaque four à manche peut faire, dans l'année, de seize à dix-sept campagnes; il faut donc six fours pour la fonte pour cuivre noir, dans l'hypothèse précédemment faite du traitement de 20,000 tonnes de minerais. On produit 4,900 tonnes de cuivre noir, et des mattes qui sont repassées, après grillage, dans la même fonte. Grillage de la seconde matte.

La proportion de matte est de 3 pour 100 des minerais passés dans les deux fontes, soit de 600 tonnes pour l'année. Il n'y a pas lieu de tenir compte de cette quantité de matte riche pour le rendement en cuivre noir, puisqu'elles ne sont pas traitées séparément, mais il faut calculer les frais de grillage à un seul feu, pour obtenir les dépenses totales entraînées par la méthode suivie à l'usine de Boston.

Les frais de grillage par tonne de matte sont, approximativement :

Main-d'œuvre...	0h,12 ...	0 fr.	780
Bois.....	0t,040...	0	353
		1 fr.	133

Pour les rapporter à la tonne de minerais il faut les multiplier par le coefficient 0,03, qui représente la proportion dans laquelle la matte est obtenue :

Main-d'œuvre.....	0,0036.....	0 fr. 0234
Bois.....	0,0012	0 0106
Frais de grillage de la matte par tonne de minerais.		0 fr. 0340

Cinquième opération. — Affinage et raffinage.

L'affinage est fait dans de grands fours à réverbère et en suivant à peu près la méthode adoptée en Angleterre. Les différences ne portent que sur les détails, et n'ont pas une importance assez grande pour que je décrive de nouveau l'opération.

Sur la sole on charge 8 tonnes de cuivre noir en lingots; on conduit la fusion avec une grande lenteur, variable, du reste, avec le degré d'impureté du cuivre. Pour les minerais très-purs on fait fondre toute la charge en dix heures ; pour les cuivres noirs provenant du traitement des minerais impurs, la période de fusion lente et d'oxydation est prolongée jusqu'à quinze et seize heures.

La période de réactions et de scorification est toujours très-longue et ne dure pas moins de six heures.

Enfin, le raffinage est fait de la même manière que dans les usines de Swansea. L'opération entière est terminée en vingt-quatre ou en trente heures, suivant la nature des cuivres soumis à l'affinage. Par semaine et dans un four on peut affiner 40 tonnes de cuivre, en cinq charges ; on réserve l'après-midi du samedi pour les réparations de la sole et des parois ; le travail est toujours interrompu le dimanche.

Un four ne peut servir que pendant quarante-huit semaines, parce qu'il faut tous les ans refaire entièrement l'intérieur.

Pour les 4,900 tonnes de cuivre noir, trois fours sont nécessaires.

La consommation de houille est un peu moindre qu'en Angleterre, parce qu'on emploie du combustible d'excellente qualité : on brûle de 2t,85 à 3 tonnes en vingt-quatre heures, suivant l'état du four.

Personnel. Deux fours sont toujours en feu en même temps ; ils exigent :

1 maître affineur, payé 12 francs par jour ;

1 surveillant de nuit, payé 8 francs ;

2 chauffeurs, payés 7 francs chacun ;

8 ouvriers pour le chargement et la coulée, payés 7 francs par poste.

Produits. — On obtient une proportion de scories assez forte et du cuivre en lingots, plus ou moins pur, suivant la nature des minerais traités ; comme produits secondaires on a une quantité importante de débris de soles et de briques, de crasses et de balayures d'atelier, toujours riches en cuivre.

Dans le traitement des minerais purs, toutes les scories et les résidus cuivreux peuvent être portés à la fonte pour cuivre noir. Au contraire, quand on affine des cuivres provenant de minerais plus ou moins impurs, les premières scories contiennent de l'antimoine et doivent être envoyées à la fonte pour matte ; il en est de même des débris de soles et de briques ; les dernières scories sont les seules qui puissent passer à la seconde fonte.

Le cuivre en lingots est obtenu dans la proportion de 0,78 à 0,83, suivant la pureté des minerais mis en traitement : des 4,900 tonnes de cuivre noir on retire environ 4,000 tonnes de cuivre marchand, soit 0,816 de cuivre en lingots pour 1 de cuivre noir, et 0,200 pour 1 de minerais.

Considérations économiques. — Les frais spéciaux de l'affinage et du raffinage sont les suivants :

Pour 1 tonne de cuivre noir mis en opération.			
Houille.....	0t,38 à 35 francs.....	13 fr.	300
Charbon de bois..	0,05 à 75 —	3	750
Bois.....	0,02 à 9 —	0	180
Main-d'œuvre....	0j,85.....	6	345
Outils, réparations, frais divers.....		1	150
Frais spéciaux d'affinage.....		24 fr.	725

Pour rapporter les frais à la tonne de minerais, il faut multiplier les nombres qui précèdent par le coefficient 0,246, qui représente la proportion dans laquelle le cuivre noir est produit.

Houille.....	0t,0935.....	3 fr.	272
Charbon de bois.....	0,0123.....	0	922
Bois.....	0,005.....	0	045
Main-d'œuvre.....	0j,209.....	1	561
Outils, réparations, frais divers.....		1	287
Frais spéciaux d'affinage pour 1 tonne de minerais..		6 fr.	087

Je donnerai maintenant, comme pour la méthode anglaise, le tableau des frais spéciaux de tout le traitement, rapportés à 1 tonne de minerais :

Main-d'œuvre et surveillance...	1j,7376....	11 fr.	2904
Bois.....	0t,0806....	0	7186
Anthracite.....	0t,2690....	11	2980
Houille.....	0t,1505....	5	2670
Charbon de bois.....	0t,0214....	1	5130
Brasque.....		0	9030
Fondants.....	0t,085....	0	3400
Outils, réparations et frais divers.....		1	6570
Frais spéciaux du traitement.....		32 fr.	9870

Dans ces nombres, il faut remarquer principalement

ceux qui représentent les combustibles et la main-d'œuvre :

Combustibles de toute nature.....	0f,5215
Main-d'œuvre et surveillance.....	1f, 737

Comparaison entre la méthode anglaise et la méthode suivie à l'usine de Boston. — Il n'est pas possible de comparer d'une manière absolue les résultats des deux méthodes; les minerais sont bien plus riches et notablement plus purs à l'usine de Boston, ce qui influe beaucoup sur le nombre des opérations nécessaires et sur la consommation de combustible. Il est certain qu'en traitant des minerais plus pauvres et plus impurs, par la méthode des fours à manche, on consommerait une proportion de bois et d'anthracite plus grande, parce qu'il faudrait conduire les deux fontes avec plus de lenteur et pousser le grillage des minerais et des mattes beaucoup plus loin. Cependant on doit remarquer que pour des minerais plus pauvres, les frais de la fonte pour cuivre noir et de l'affinage, rapportés à la tonne de minerais, seraient beaucoup moins élevés, puisqu'on aurait une proportion moins forte de matte et de cuivre noir.

On peut donc conjecturer que si on appliquait la méthode de Boston à des minerais plus pauvres et plus impurs, par exemple à ceux pour lesquels j'ai décrit le travail ordinaire de la méthode anglaise, il y aurait une consommation de combustible *seulement un peu plus forte*, et qu'elle ne dépasserait probablement pas 0,60 pour 1 de minerais traités.

D'un autre côté, la dépense en main-d'œuvre serait certainement un peu moins élevée, ce qui établirait une sorte de compensation pour l'excès de consommation de combustible.

Je n'ai présenté ces réflexions que dans le but de mon-

trer que, si la comparaison absolue des deux méthodes est impossible dans les conditions les plus ordinaires des usines anglaises et dans celles de l'usine de Boston, on peut cependant prendre les chiffres que j'ai cités dans les deux exemples comme base d'une appréciation approximative des avantages économiques de l'une des deux méthodes sur l'autre.

Dans ce but je réunis dans le tableau suivant les dépenses en main-d'œuvre, combustibles, fondants, brasque, outils et frais divers, dans la méthode anglaise et dans la méthode de Boston. Pour fixer les idées, je suppose que, dans les deux cas, les prix de la main-d'œuvre et des combustibles sont ceux de l'usine américaine. Je prends en outre, pour la méthode anglaise, le travail des minerais ordinaires.

Tableau des frais spéciaux relatifs au traitement d'une tonne de minerais, par la méthode anglaise et par la méthode des fours à manche.

	Méthode anglaise.					Méthode de Boston.		
Main-d'œuvre et surveillance..	1,944	à	6 fr. 50 c.	11 fr.	986	1,7376	11 fr.	2904
Houille.....	1,797	à	35 00	62	895	0,1505	5	2670
Anthracite.....	0,069	à	42 00	0	290	0,2690	11	2980
Charbon de bois.....						0,6214	1	5130
Bois.....	0,0026	à	8 825	0	025	0,808	0	7186
Fondants.....	0,051	à	4 00	0	204	0,085	0	3400
Outils et frais divers.....				1	652.....		2	5600
Frais de traitement.....				77 fr.	005.....		52 fr.	987

En étudiant ce tableau, on voit que la dépense en main-d'œuvre est à peu près la même dans les deux méthodes, mais que la consommation de combustible est trois fois plus forte quand on emploie les fours à

réverbère. De là résulte la grande infériorité économique de la méthode anglaise.

La perte en cuivre est peut-être plus faible aux fours à manche que dans le traitement au réverbère ; les scories de la fonte pour matte tiennent certainement moins de cuivre que les scories de la fonte pour matte bronze, et ce sont les seules matières qui soient jetées dans les deux méthodes.

Quant à l'expulsion des corps nuisibles, je pense avoir démontré, dans l'exposé général des réactions, qu'il est possible d'obtenir du cuivre assez pur de minerais impurs, aux fours à manche aussi bien et mieux encore qu'aux fours à réverbère.

Je crois donc pouvoir conclure que la méthode anglaise est beaucoup moins économique, et toujours d'une application plus difficile que la méthode allemande. Pour l'établissement d'une usine dans un pays nouveau, il ne peut y avoir d'hésitation sur le choix de la méthode; même quand le combustible est à bas prix la méthode anglaise doit être écartée. Mais cette conclusion n'implique nullement qu'il serait opportun de changer le mode de traitement des usines de Swansea : la véritable source de bénéfices des fondeurs anglais n'est pas l'économie du traitement métallurgique, mais bien leur habileté commerciale pour l'achat des minerais et la vente du cuivre fabriqué.

Je n'ai pu me procurer des renseignements suffisants sur les frais généraux de l'usine de Boston, et j'aime mieux m'abstenir que de présenter des chiffres inexacts. La comparaison des usines anglaises et de l'usine américaine, au point de vue des frais généraux, sortirait d'ailleurs des limites de ce traité, et ne pourrait être abordée qu'en tenant compte des habitudes et des conditions commerciales des deux pays.

§ 6.

Troisième exemple. — Traitement des minerais pyriteux à l'usine d'Agordo, dans les Alpes vénitiennes.

Les minerais traités à l'usine d'Agordo sont extrêmement pauvres en cuivre et contiennent presque exclusivement comme gangue de la pyrite de fer. Des minerais analogues existent et sont exploités en différents points de l'Europe, notamment à Rio-Tinto et à Huelva, en Espagne; mais en aucune localité le traitement des minerais pauvres n'est fait aussi complétement qu'à l'usine autrichienne. Pour ce motif, j'ai cru devoir choisir comme exemple du traitement des minerais pauvres, à gangue de pyrite de fer, la méthode suivie à l'usine d'Agordo.

Conditions générales. — La mine et l'usine appartiennent au gouvernement autrichien, et sont dirigées par ses ingénieurs. L'exploitation, commencée depuis très-longtemps, est faite maintenant avec une grande économie; le traitement métallique a reçu et reçoit encore des perfectionnements progressifs, qui tendent à diminuer les dépenses et la perte en métal utile : la main-d'œuvre est à très-bas prix; le combustible végétal n'est pas très-abondant, mais ne se paye pas très-cher : les débouchés pourront être plus tard assez faciles, grâce au peu d'éloignement de la ville de Venise.

L'usine est donc placée dans des conditions relativement très-favorables, surtout quand on les compare à celles des usines de Rio-Tinto, dans lesquelles l'absence de combustibles et de voies de transport a forcé jusqu'à présent à employer la voie humide, et à perdre tous les ans une quantité considérable de cuivre, contenu dans les résidus du traitement.

Minerais. — On exploite, à la mine d'Agordo, dans la vallée Imperina, un amas lenticulaire extrêmement puissant, placé à la séparation des schistes et du calcaire alpin. La plus grande longueur du gîte est d'environ 500 mètres; sa largeur est très-variable et dépasse 70 mètres en plusieurs points : la profondeur n'est pas encore suffisamment explorée, mais la puissance paraît diminuer à mesure que l'exploitation s'éloigne de la surface. Un pareil gisement n'est certainement pas isolé, et l'on doit espérer en découvrir de nouveaux quand, dans un avenir encore éloigné, l'épuisement de la partie actuellement reconnue forcera de faire des recherches actives.

Cet amas est rempli par de la pyrite de fer, dans laquelle la pyrite arsenicale, le cuivre pyriteux, la blende, et même la galène, se présentent en mélange intime, en ramifications irrégulières, ou en nids peu puissants. Le calcaire et le schiste sont notablement altérés au contact du minerai, mais ne sont mélangés avec lui que sur une très-faible épaisseur; la seule gangue terreuse, contenue en proportion appréciable dans les minerais extraits, est le quartz, qui forme dans l'amas de sulfures métalliques des veinules très-irrégulières.

A leur sortie de la mine les minerais sont divisés en trois classes, dont les teneurs en cuivre sont les suivantes [1] :

Pyrites riches.....	6,053 pour 100
Minerais ordinaires.....	2,492 —
Minerais pauvres.....	0,635 —

En 1853, la mine a livré à l'usine 15,000 tonnes de minerais ordinaires et pauvres, et 320 tonnes de pyrites riches; la teneur moyenne en cuivre n'a pas dépassé

[1] Les nombres que je citerai dans le cours de cette description se rapportent à l'année 1853. — Voir la publication faite dans les *Annales des mines*, par M. Haton, en 1855.

1,50 pour 100 : les frais d'exploitation, de préparation et de transport à l'usine, se sont élevés à 9 fr. 50 c. par tonne.

La composition moyenne des minerais traités est la suivante :

Cuivre.....	1,60
Zinc et fer.....	42,00
Soufre.....	50,00
Arsenic.....	1,40
Quartz.....	5,00
	100,00

Cette composition ne peut être considérée comme suffisamment exacte que pour la teneur en cuivre, déterminée dans le laboratoire de l'usine pour la réception de tous les minerais. La proportion du soufre, de l'arsenic et du quartz sont déduites des analyses d'un petit nombre d'échantillons ; la blende est en proportion très-variable, cependant on peut admettre que le zinc n'entre pas pour plus de 3 pour 100 dans la composition moyenne des minerais traités.

Les pyrites riches ne sont soumises qu'à une partie des opérations reconnues nécessaires pour les minerais ordinaires et pauvres ; ces deux dernières classes sont traitées ensemble, mais on doit les mettre, à leur arrivée à l'usine, en tas séparés, afin qu'on puisse avoir un contrôle suffisant des résultats obtenus dans les diverses opérations, et surtout afin qu'on puisse tenir la comptabilité minutieuse qu'exige le gouvernement.

Combustibles. — Les montagnes, au milieu desquelles l'usine est construite, ne fournissent qu'une très-faible quantité de bois et de charbon ; la plus grande partie du bois consommé en nature, ou employé pour la fabrication du charbon, vient par flottage d'une assez grande distance. Il est mis en tas et séché pendant plusieurs

mois avant d'être employé. Le bois est acheté à des prix très-bas, mais la condition de faire l'approvisionnement pour une année d'avance, les frais de flottage, de mise en tas, élèvent son prix de revient jusqu'à 10 fr. 52 c. par tonne.

Le charbon de bois fabriqué à l'usine coûte 57 fr. 25 c. la tonne. On emploie une certaine quantité de tourbe, exploitée à peu de distance de l'usine ; elle est de qualité inférieure, contient de 15 à 17 pour 100 de cendres, et ne développe que peu de chaleur par sa combustion ; elle revient à 12 fr. 20 c. la tonne.

Fonte et fer. — Le fer n'est employé que pour les outils et les armatures des fours ; la fonte sert, au contraire, pour la précipitation du cuivre, et on en consomme un poids considérable ; comme elle n'est pas produite dans le pays même, elle supporte des frais de transport très-élevés, et coûte à l'usine 224 francs la tonne ; le fer pour les outils revient à 325 ou 330 francs.

Main-d'œuvre. — Il est difficile d'établir le prix réel de la main-d'œuvre à l'usine d'Agordo : les ouvriers ordinaires reçoivent en argent de 1 franc à 1 fr. 20 c. par poste ; les ouvriers spéciaux, les contre-maîtres et les surveillants peuvent gagner de 1 fr. 50 c. à 3 francs.

Mais la direction de l'usine fait en outre d'assez grands avantages à une partie des ouvriers, pour les retraites, les maladies, etc., en sorte que le prix donné en argent et par jour ne représente pas la totalité du payement.

Matériaux de construction. — On ne peut avoir à l'usine d'Agordo des briques réfractaires et ordinaires qu'à des prix très-élevés ; on emploie pour toutes les constructions et pour les appareils réfractaires des fours les schistes talqueux, très-difficiles à tailler, mais que le pays fournit en abondance.

Méthode de traitement. — Les minerais ordinaires et

pauvres sont d'abord soumis à un grillage en tas, conduit avec une grande lenteur : la température s'élève beaucoup en raison de la très-forte proportion de pyrite de fer; au centre de chaque morceau on trouve un noyau fondu, dans lequel une partie du cuivre s'est concentrée. Les menus et toute la partie extérieure des morceaux sur laquelle l'air a pu agir comme oxydant contiennent des sulfates de cuivre et de fer, et une proportion très-grande de peroxyde de fer. Les noyaux constituent une espèce de matte contenant de 4 à 5 pour 100 de cuivre.

Après grillage les minerais sont portés au triage et au cassage au marteau. Tous les menus, toutes les parties oxydées sont mis à part pour être traités par voie humide; les noyaux sont réservés pour le traitement par voie sèche, auquel on passe directement les pyrites riches.

Le traitement par voie humide comprend les opérations suivantes :

1° Une première lixiviation, qui donne des eaux chargées de sulfates de cuivre et de fer, et des résidus qui contiennent encore du cuivre à l'état d'oxyde, de sulfure ou de sous-sulfate insolubles; ils sont d'ailleurs imprégnés des eaux contenant des sulfates en dissolution.

2° Un second grillage des résidus employés pour faire la couverte des grands tas de grillage des minerais.

3° Une nouvelle lixiviation des résidus soumis au grillage, produisant : des eaux moins chargées de sulfates, et qui sont mélangées aux premières pour les opérations suivantes; et des résidus très-pauvres en cuivre; les résidus de la seconde lixiviation sont passés à travers des claies et divisés en deux parties : les menus sont considérés comme trop pauvres pour être utilisés et sont jetés; les grains contiennent encore une proportion no-

table de cuivre et servent à faire la base des tas de grillage des minerais. Les résidus reviennent ensuite à la lixiviation et donnent encore des eaux chargées de sulfates. Les résidus de ce dernier lavage sont considérés comme pauvres et sont jetés.

4° La cémentation faite à chaud des eaux de lixiviation; le cuivre est précipité par de la fonte en morceaux assez gros, ce qui donne deux produits : les eaux chargées de sulfate de fer; le cuivre précipité, désigné sous le nom de *cément*. On concentre les eaux et on fait cristalliser le sulfate de fer, sans chercher à obtenir la totalité du sel en dissolution. On produit des cristaux en quantité plus ou moins grande, suivant qu'on peut vendre avec facilité ou difficulté le vitriol vert.

Le cément très-impur, contenant toujours une assez forte proportion d'oxyde de fer, est réuni aux minerais riches et aux noyaux du grillage pour le traitement au four à manche.

Les opérations faites par voie sèche sont celles que j'ai indiquées précédemment dans l'exposé général du traitement par la méthode allemande.

On commence par une fonte pour matte dans un four très-élevé, en passant dans les lits de fusion : les minerais riches et les noyaux comme matières sulfurées, le cément comme matière oxydée ; on ajoute une proportion assez grande de scories riches des opérations suivantes, les débris de fours, et tous les résidus cuivreux impurs de l'usine. La fonte donne deux produits principaux : la matte et la scorie. La matte contient de 24 à 25 pour 100 de cuivre; la scorie est très-pauvre et peut être jetée presque en totalité.

La matte est grillée en cases, à plusieurs feux ; on cherche à obtenir une oxydation à peu près complète, afin d'expulser la majeure partie de l'arsenic, et de

pouvoir obtenir dans la fonte suivante du cuivre noir assez pur pour passer directement à l'affinage.

La matte grillée est fondue pour cuivre noir dans un four à manche très-élevé, mais disposé de manière à ne soumettre les matières du lit de fusion qu'à une action réductive très-modérée dans la partie supérieure. On passe avec les minerais grillés seulement des scories de la première fonte et une petite quantité de grès, comme fondants siliceux de l'oxyde de fer. Les produits sont : du cuivre noir, de la matte, des scories.

Le cuivre noir contient peu d'arsenic, mais renferme beaucoup de fer et de soufre : il contient de 92 à 95 pour 100 de cuivre pur.

La matte est en même temps très-pure et très-riche ; on doit la griller en cases à trois feux, et la repasser dans la fonte pour cuivre noir.

La scorie est principalement composée de silicate de protoxyde de fer ; elle contient très-peu d'oxydule de cuivre, et sa teneur dépend des grenailles de matte et de cuivre noir qu'elle tient en suspension. Elle doit être traitée dans la fonte pour matte.

Le cuivre noir est soumis à l'affinage et quelquefois à un raffinage au petit foyer ; les deux opérations sont séparées, et la dernière donne comme produit définitif du cuivre en lingots d'assez bonne qualité. Toutes les deux donnent des crasses et scories très-riches : celles de l'affinage sont passées dans la fonte pour matte, celles du raffinage peuvent être ajoutées aux lits de fusion de la fonte pour cuivre noir. Je dois observer qu'à l'usine d'Agordo on produit presque toujours des rosettes, qui peuvent être vendues facilement ; le raffinage est alors inutile : je ne le décrirai que comme complément de la méthode.

Produits secondaires. — Le grillage en grands tas de

minerais contenant une très-forte proportion de pyrites de fer fait perdre la presque totalité du soufre en excès ; on cherche à en recueillir une partie en disposant à la base supérieure des tas des espèces de cuvettes. On a même modifié dans ces dernières années la disposition du grillage, en enfermant les minerais entre quatre murs en maçonnerie, dans le but d'augmenter la proportion de soufre recueillie pendant cette opération. Je décrirai les deux dispositions et j'indiquerai les résultats obtenus.

Le soufre est assez impur et doit être raffiné avant d'être moulé en canons et vendu. Les frais de purification sont peu élevés ; le soufre ainsi obtenu et le sulfate de fer en cristaux, donné à la suite de la cémentation, forment deux produits secondaires, dont la vente augmente d'une manière notable les bénéfices de l'usine.

Dans la description de la méthode suivie à Agordo, j'aurai soin d'indiquer les réactions chimiques les plus importantes des opérations de la voie humide. Pour les fontes au four à manche, le grillage des mattes, l'affinage et le raffinage au petit foyer, je n'aurai besoin que de courtes explications pour faire comprendre le but qu'on cherche à atteindre par la disposition spéciale des fours, et par la conduite des opérations.

Disposition et consistance de l'usine. — L'usine est établie dans les vallées Imperina et Cordevole, à une petite distance du village d'Agordo.

Les ateliers de grillage des minerais sont placés dans la vallée Imperina, sous des hangars en planches.

Ils sont divisés en deux groupes, pour les deux méthodes différentes employées à l'usine.

Le cassage des morceaux de minerais grillés est fait en plein air, à proximité des tas.

Les ateliers de lixiviation et de cémentation occupent un espace considérable ; les cuves de lixiviation, établies

également en plein air, au nombre de 32, sont divisées en huit séries différentes.

Deux grands bassins servent de réservoirs pour les eaux provenant de la lixiviation.

La cémentation est faite dans des bâtiments fermés, sous lesquels se trouvent : un grand four à réverbère, dont la sole sert de cuve à précipitation ; sept grandes chambres de plomb, disposées à peu près comme celles qui sont employées pour la fabrication de l'acide sulfurique ; des cristallisoirs pour les eaux chargées de sulfate de fer.

Deux usines spéciales, construites dans la vallée du Cordevole, servent à toutes les opérations de la voie sèche.

La plus ancienne contient quatre demi-hauts fourneaux et deux petits foyers ; le vent est fourni par des trompes ; les cases de grillage pour les mattes sont placées sous un hangar.

La nouvelle usine renferme trois hauts fourneaux ; deux foyers d'affinage, une soufflerie à cylindres, un bocard pour la brasque ; le moteur est une roue hydraulique de la force de vingt-cinq chevaux. Des cases de grillage pour les mattes sont annexées à la nouvelle usine.

Cette construction avait été faite dans le but de remplacer les anciens fours par de véritables hauts fourneaux, aussi bien pour la fonte des mattes grillées que pour la fonte des minerais. A la suite de quelques expériences, on est revenu aux demi-hauts fourneaux pour la seconde fonte ; les hauts fourneaux servent exclusivement à la fonte pour matte.

On avait installé des appareils à air chaud dans la nouvelle usine, et cherché à utiliser les flammes perdues ; mais on n'a pas tardé à renoncer à cette disposition : tous les fourneaux marchent maintenant à l'air froid.

La maison d'habitation pour le directeur, les ingé-

nieurs et les employés, les bureaux, le laboratoire et les magasins sont à proximité des ateliers de la voie sèche.

Les dépôts des bois flottés et la fabrication du charbon sont placés sur les bords de la rivière, à peu de distance de l'usine.

L'ensemble de tous ces ateliers présente un développement de plus de 500 mètres, dans la vallée Imperina et dans celle du Cordevole, jusqu'auprès du village d'Agordo.

Description du matériel.

Fours styriens pour le grillage des minerais. — Le grillage en grands tas, fait dans les conditions ordinaires, présente l'inconvénient très-grave de ne donner qu'une proportion de soufre extrêmement faible, s'élevant au plus à 0,002 de soufre pour 1 de minerais; il ne permet pas de retirer des menus de la mine des noyaux agglomérés, assez riches pour passer directement à la fonte pour matte. On a cherché depuis longtemps à modifier la disposition des tas de manière à recueillir une proportion de soufre un peu plus grande, et surtout de manière à élever la température pendant le grillage, au point de produire dans une partie des menus, préalablement moulés en briquettes, les réactions qui dans les gros morceaux donnent les noyaux enrichis.

Le four *styrien* doit être considéré comme un premier pas dans cette voie de recherches, ou, si l'on veut, de perfectionnement. Le tas de minerais à griller est construit entre quatre murs verticaux, élevés de 3 mètres, présentant à la base une série d'ouvertures, par lesquelles l'air est introduit pour alimenter la combustion, et des canaux ou rigoles pour l'écoulement du soufre liquide. Au milieu de la hauteur des murs sont ménagées des embrasures servant au même but, la condensation d'une partie du soufre en vapeur.

Le four est représenté pl. III, fig. 6, 7, 8. La première est une coupe horizontale, faite au niveau des ca-

naux par lesquels l'air extérieur pénètre dans le tas; la seconde représente la coupe horizontale du four au niveau des embrasures qui servent à recueillir le soufre; la dernière est une coupe verticale, faite suivant la longueur du four.

L'aire est en schistes et repose sur une fondation très-solide; la surface présente une série de plans inclinés, dont les rigoles communiquent à l'extérieur avec dix bassins hémisphériques, destinés à recueillir le soufre. Les canaux pour l'admission de l'air sont tous au niveau des arêtes supérieures des plans inclinés; ils sont au nombre de 34, leur section est de $0^m,22$ sur $0^m,11$.

Les quatre murs verticaux sont élevés de 3 mètres au-dessus des arêtes de l'aire, et de $3^m,45$ au-dessus des canaux inférieurs, par lesquels une partie du soufre doit s'écouler. Leur épaisseur est de $1^m,50$. Les dimensions extérieures du four sont 20 mètres et 7 mètres.

Vingt embrasures sont ménagées dans l'épaisseur des murs et au milieu de la hauteur : elles ont $0^m,80$ de profondeur; à l'extérieur leurs dimensions sont $0^m,80$ sur $0^m,80$; elles s'élargissent vers l'intérieur jusqu'à 1 mètre sur 1 mètre. Chacune d'elles communique avec l'intérieur du four par neuf conduits, de $0^m,02$ de côté, disposés sur trois rangées d'inclinaisons différentes : la rangée inférieure est presque horizontale; la rangée supérieure est le plus fortement inclinée de l'intérieur vers l'extérieur. Les embrasures forment autant de bassins de réception du soufre, qui coule dans chacune par les neuf conduits.

Cuves de lixiviation. — Les cuves, servant à la lixiviation des parties oxydées des minerais grillés, sont au nombre de 32 et réparties en 8 séries, chacune de 4 cuves.

Pour chaque série, les cuves en bois ont $3^m,50$ de côté,

1m,50 de profondeur; elles sont disposées en cascade, c'est-à-dire que le niveau de l'une est à la hauteur du fond de la cuve précédente, disposition qui permet de faire passer, avec la plus grande facilité, les eaux de la cuve supérieure successivement dans toutes les cuves inférieures. Le sol est disposé en gradins correspondants aux cuves, avec des rigoles conduisant dans un grand bassin les eaux qui s'écoulent des matières à lessiver pendant les diverses élaborations.

Appareils de cémentation. — Pendant longtemps on a fait la cémentation de deux manières différentes : les eaux les moins chargées de sulfate de cuivre étaient cémentées à froid dans des grandes chambres en bois doublées de plomb; pour les eaux riches on faisait la précipitation du cuivre à la température de 60 degrés, dans un grand four à réverbère. On a reconnu l'avantage de la cémentation à chaud, et maintenant toutes les eaux sont mélangées. Dans les grandes chambres, on a disposé des foyers dans lesquels on brûle de la tourbe et du charbon, afin d'utiliser les appareils existants, tout en opérant à la température reconnue la plus convenable.

Les caisses sont rectangulaires, en feuilles de plomb soudées ensemble, et maintenues à l'extérieur par une forte charpente en bois. La partie supérieure est ouverte. Au milieu de chaque caisse est un foyer cylindrique en feuilles de plomb, prolongé jusqu'au-dessus du niveau des eaux vitrioliques, et fermé par un bouchon mobile; la grille est au niveau du fond, le cendrier est au-dessous de la caisse. Le chargement des combustibles, tourbe et charbon, est fait par la partie supérieure. Les gaz chauds produits par la combustion traversent le liquide par deux tuyaux en plomb, qui viennent déboucher sur les parois verticales et communiquent avec une petite cheminée. La toiture du bâtiment est très-élevée et présente les ou-

vertures nécessaires au dégagement facile de la vapeur d'eau.

La capacité des caisses est de 22 mètres cubes, déduction faite de la place occupée par les foyers et les tuyaux ; on charge dans chacune 19 mètres cubes d'eaux vitrioliques pour une opération.

Je ne pense pas devoir entrer dans de plus amples détails au sujet de ces appareils, dont la disposition laisse à désirer sous plusieurs rapports.

Four à réverbère pour la cémentation (pl. III, fig. 9, 10). — Sa disposition est celle d'un four ordinaire ; le foyer a $0^m,50$ de longueur, $2^m,50$ de largeur ; la grille est à $0^m,25$ au-dessous du pont.

Le passage des flammes a $0^m,30$ de hauteur ; sa largeur augmente de $2^m,50$ à $3^m,30$, du foyer à la sole. Le pont a $0^m,75$ de longueur.

La sole, formant la cuve de cémentation, est construite en pierres calcaires de San-Lucano, reliées par du ciment hydraulique. Ses dimensions principales sont : longueur, 12 mètres ; largeur, $3^m,30$; profondeur sous le pont, 1 mètre. Au fond et sur les deux côtés sont deux banquettes, qui s'étendent sur toute la longueur de la sole ; elles servent à porter les morceaux de fonte employés par la précipitation du cuivre.

Le rampant a $0^m,30$ de hauteur, 1 mètre de longueur, 1 mètre de largeur ; il communique avec une cheminée élevée de 8 mètres, et dont la section intérieure a seulement $0^m,50$ de côté.

Deux grandes portes sont ménagées sur les longs côtés ; elles ont 1 mètre de longueur et $0^m,50$ de hauteur. La voûte est un peu plus élevée vers le milieu du four qu'auprès du pont et au rampant.

Les eaux sont introduites par des canaux en bois. Après chaque opération, on fait sortir les eaux par des

tuyaux placés à diverses hauteurs dans la maçonnerie, et fermés à l'intérieur par des bouchons coniques.

Les parois du four sont en schistes talqueux, et maintenues par des armatures en fer forgé. Ces armatures n'offrent aucune particularité dans leur disposition, et ne sont pas représentées dans les deux figures.

La capacité de la cuve est de plus de 30 mètres cubes; mais on ne la remplit pas complétement pour la cémentation.

Cuves de cristallisation. — On fait cristalliser le sulfate de fer dans des caisses en bois, disposées dans un très-vaste bâtiment : elles ont $0^m,60$ de profondeur, de $2^m,20$ à 3 mètres de largeur, de 3 mètres à $3^m,50$ de longueur. Je n'ai pas besoin d'insister sur leur disposition.

Hauts fourneaux. — Les fourneaux employés pour la première fonte sont représentés pl. III, fig. 11, 12. Le vide intérieur présente la section circulaire sur toute la hauteur, et la disposition générale des hauts fourneaux des usines à fer. Le diamètre est de 1 mètre au ventre; de $0^m,80$ au gueulard; la cuve a 6 mètres de hauteur.

A la tuyère, le diamètre est de $0^m,80$; la distance au ventre est de $0^m,90$. Le creuset est en brasque, composée de grès pulvérisé et de charbon de bois, et disposé comme dans un four à manche ordinaire. Le point le plus profond du creuset est sous la poitrine, à $1^m,50$ au-dessous de la tuyère. La poitrine s'abaisse jusqu'à $0^m,60$ du fond du creuset.

L'avant-creuset se termine à $0^m,20$ en avant de la poitrine, et la brasque s'élève jusqu'à $0^m,75$ en contre-bas de la tuyère; elle est maintenue par un petit mur en briques, percé d'une ouverture par laquelle le fond du creuset communique avec deux bassins extérieurs; l'épaisseur la plus faible de la brasque répond à la poitrine et doit être de $0^m,35$.

Les fours sont entièrement construits en schistes talqueux; cependant on divise la maçonnerie en deux parties distinctes; la chemise intérieure doit être refaite, au moins partiellement, après chaque campagne; il faut pouvoir la réparer sans toucher au massif extérieur. La chemise et la brasque du creuset sont appuyées sur une pierre de fond, en grès rouge, et celle-ci porte sur un lit de scories fortement tassées, maintenues par les fondations du massif extérieur.

Les armatures sont en fer forgé. La tuyère à eau reçoit deux buses en tôle, auxquelles le vent est fourni par trois cylindres, mis en mouvement par une roue hydraulique; la pression est de $0^m,08$ à $0^m,09$ de mercure; la quantité de vent lancée par minute n'a pas été mesurée.

Le chargement du combustible et des matières du lit de fusion est fait par le gueulard : à son niveau est établie une plate-forme à laquelle on monte par une route en pente sur le flanc de la montagne.

Au-dessus du fourneau est une chambre de condensation très-petite, destinée principalement à recueillir les matières pulvérulentes entraînées au dehors par la pression du vent.

Demi-hauts fourneaux (pl. III, fig. 13). — La fonte pour cuivre noir est faite dans des fours plus petits, et présentant une disposition toute spéciale. La section horizontale est un rectangle, comme dans tous les fours à manche; les deux côtés sont presque verticaux, la warme et la poitrine sont inclinées à 70 et 75 degrés depuis le niveau de la tuyère jusqu'au gueulard. Cette disposition est rendue nécessaire par la nature des matières passées dans les lits de fusion; on doit chercher à modérer autant que possible le pouvoir réductif dans les parties supérieures du four.

La section au gueulard a $0^m,60$ de profondeur et $0^m,50$ de largeur.

La section à la tuyère a 1 mètre de profondeur et $0^m,80$ de largeur.

La distance verticale entre le gueulard et la tuyère est de $2^m,80$.

Au-dessous de la tuyère la poitrine est verticale, et descend à $0^m,75$ de l'axe de la tuyère. Le creuset, en brasque, a son point le plus profond au-dessous de la poitrine, à $1^m,20$ sous la tuyère.

L'avant-creuset se termine à $0^m,15$ en avant de la poitrine et à $0^m,65$ au-dessous de la tuyère. La brasque est maintenue par un petit mur en briques, traversé par le canal de coulée, prolongé jusqu'au fond du creuset. Deux bassins de coulée sont en avant du four et dans le sol de l'usine.

Le four est construit en schistes talqueux, et la maçonnerie est divisée en deux parties, afin qu'on puisse réparer la chemise intérieure sans toucher au massif extérieur. Sur le devant du four les deux maçonneries sont soutenues par des voûtes. Les armatures sont en fer forgé et ne présentent aucune particularité dans leur disposition.

La tuyère à eau reçoit une seule buse, à laquelle le vent est fourni par une trompe. La hauteur de chute de l'eau est d'environ 12 mètres; la quantité de vent lancée par minute n'a pas été déterminée exactement.

Le chargement est fait par le gueulard, relié par une plate-forme avec le flanc de la montagne.

Au-dessus du four est une chambre de condensation pour les fumées, ou plutôt pour les matières pulvérulentes entraînées par le vent.

La brasque du creuset porte sur une pierre de fond en grès rouge, appuyée en partie sur les fondations du massif, en partie sur un lit de scories fortement tassées.

Petits foyers. — Les deux petits foyers, servant à l'affi-

nage et au raffinage, sont disposés comme celui que j'ai déjà décrit en parlant de l'usine de Perm ; le vent est encore fourni par une trompe, à la pression de $0^m,04$ à $0^m,5$ de mercure; dans la nouvelle usine les petits foyers reçoivent le vent de trois cylindres à double effet.

Description du travail. — Je prendrai pour exemple l'année 1853, pendant laquelle l'usine a traité 15,000 tonnes de minerais ordinaires ou pauvres, et 320 tonnes de minerais riches. On a dû soumettre au grillage 15,000 tonnes de minerais tenant moins de 1,60 pour 100 de cuivre, très-chargés de pyrite de fer, et contenant une proportion très-notable d'arsenic à l'état de pyrite arsenicale.

Première opération. — Grillage des minerais.

Le grillage a été fait par les deux méthodes, en grands tas, abrités sous une simple toiture en planches ; et entre quatre murs, dans les fours styriens. On a grillé 13,000 tonnes en grands tas et 2,000 tonnes dans des fours styriens. Je donnerai successivement les deux méthodes.

Grillage en grands tas. — Chaque tas est construit sur une aire un peu inclinée, et sous une toiture en planches, qui ne garantit que très-imparfaitement les minerais des perturbations atmosphériques.

La base des tas est formée par des résidus provenant de la seconde lixiviation.

Au-dessus des résidus, on place une rangée de bois; on utilise pour le grillage les bûches qui ne paraissent pas propres à la fabrication du charbon. On emploie de 5 à 6 mètres cubes de bois pour un tas ordinaire, dans lequel on grille 210 tonnes de minerais.

Les minerais sont disposés par couches parallèles aux quatre faces inclinées; la forme des tas est celle d'un tronc de pyramide à bases carrées, de $2^m,30$ de hauteur au-dessus du bois.

Les côtés des deux bases ont 6 mètres et 4 mètres. Les couches sont alternativement formées de morceaux et de menus : les plus gros morceaux sont réservés pour faire au-dessus du combustible une couche horizontale de $0^m,20$ de hauteur, dépassant de tous côtés les faces inclinées, de $0^m,30$ environ. Cette couche est destinée à former la véritable base du tas après la combustion du bois, et à permettre l'admission à peu près régulière de l'air extérieur.

Au centre on ménage une cheminée, de $0^m,25$ de côté, dont les parois sont formées de gros morceaux de minerais ; elle communique avec des canaux réservés dans la rangée inférieure du bois pour l'allumage du tas.

Sur les quatre faces inclinées on applique une couverte, épaisse de $0^m,25$ à $0^m,30$, appuyée sur la couche de gros morceaux de minerais, et formée des menus de la mine et des résidus lessivés une fois.

Le tas étant construit, on procède à la mise en feu, en introduisant du charbon et des copeaux dans les canaux inférieurs et dans la cheminée ; on enflamme les copeaux sur les quatre faces à la fois. Quand la flamme sort par la cheminée centrale, et que tout le combustible paraît enflammé, on bouche la cheminée avec des minerais, mélange de morceaux et de menus, puis on étend sur la base supérieure une couverte, épaisse de $0^m,30$, de terres lessivées (résidus de la lixiviation).

La combustion du bois se termine alors lentement, et le tas s'affaisse progressivement ; l'affaissement produit des fissures, qui doivent être bouchées immédiatement. Dès qu'il est terminé, on peut abandonner l'opération à elle-même et laisser le grillage progresser presque sans aucune surveillance jusqu'au moment où le soufre commence à paraître à la partie supérieure. A ce moment on pratique, dans la couverte et sur toute l'étendue de la

face horizontale, une série de cuvettes, ayant la forme d'une calotte sphérique de $0^m,25$ de diamètre, et $0^m,10$ de profondeur. Le soufre se condense en petite quantité dans ces cuvettes pendant plusieurs mois : on doit aller le recueillir tous les matins, opération rendue très-pénible par les vapeurs sulfureuses qui s'échappent du tas.

On trouve dans les fissures de la couverte et dans les cuvettes de nombreux cristaux d'acide arsénieux : le soufre contient en outre une notable proportion d'arsenic.

Le grillage est ordinairement terminé en neuf mois ; la durée est, du reste, assez variable, et dépend des circonstances atmosphériques ; les grands vents activent la combustion, les pluies la retardent toujours un peu ; aussi, bien que les minerais soient très-réguliers, et que les ouvriers construisent tous les tas avec le même soin et la même quantité de bois, le grillage est parfois terminé en moins de huit mois, et, d'autres fois, il se prolonge au delà de dix mois.

Quand le tas est refroidi, on enlève d'abord la couverte, ensuite les minerais, et, en dernier lieu, l'assise inférieure formée de terres déjà lessivées. Les minerais sont divisés en deux classes : les menus oxydés, qui prennent le nom de terres à lessiver, et les morceaux. Ces derniers sont cassés au marteau, par des enfants, sous la direction d'un contre-maître ; ils doivent séparer l'enveloppe extérieure oxydée, sans briser les noyaux intérieurs, destinés à la fonte pour matte.

Le grillage donne donc des produits assez nombreux :

Du soufre impur, recueilli en proportion variable, mais toujours très-faible ;

Des terres déjà lessivées, qui ont servi à faire la couverte et la base des tas, et qu'on a soin d'enlever séparément ;

Des menus et les enveloppes oxydées des morceaux de minerais, désignés sous le nom de terres à lessiver;

Des noyaux, toujours plus riches que les minerais, et dans lesquels le cuivre s'est concentré.

Considérations générales. — Quelques observations sont nécessaires pour faire comprendre les particularités du grillage d'Agordo, le but dans lequel on se sert des terres lessivées pour faire la couverte et la fondation des tas, les réactions chimiques qui enrichissent les noyaux.

J'ai déjà fait connaître la nature des minerais : ce sont des pyrites de fer contenant un peu de cuivre pyriteux, de blende et de pyrite arsenicale. La galène que contiennent les minerais exploités est presque entièrement séparée par le triage.

Les terres provenant de la lixiviation sont de deux natures différentes : les unes sont en grains séparés par un tamisage, et ont déjà été deux fois soumises à la lixiviation ; elles sont employées pour les fondations des tas; les autres sont les parties oxydées des minerais qui n'ont encore subi qu'une seule série de lavages ; elles servent à faire la couverte.

Ces dernières contiennent principalement du sous-sulfate et du peroxyde de fer, matières spongieuses qui retiennent avec énergie une partie des sels qu'on cherche à dissoudre par des lavages prolongés; elles sont imprégnées de sulfates de fer et de cuivre; ce dernier est en proportion nécessairement assez faible, puisque les minerais ne sont pas riches. Elles contiennent en outre un peu d'oxyde de cuivre, produit dans les parties des tas dans lesquelles la température a été trop élevée; enfin, les grains n'ont pas tous laissé pénétrer jusqu'à leur centre l'action oxydante du grillage; ils renferment donc encore, après la lixiviation, une certaine quantité de cuivre à l'état de sulfure.

Ainsi les boues provenant d'une première lixiviation des parties oxydées des minerais, servant à faire la couverte pour de nouveaux tas de grillage, contiennent : du cuivre oxydé, du cuivre combiné avec le soufre, peut-être du sous-sulfate de cuivre, trois composés insolubles dans l'eau ; du peroxyde et du sous-sulfate de fer qui retiennent, en raison de leur état spongieux, une proportion appréciable de sulfate de cuivre.

Pour ces résidus, le but du grillage est très-complexe; il faut d'abord changer, par l'action de la chaleur, l'état moléculaire de l'oxyde et du sous-sulfate de fer, changement qui permettra de dissoudre, par une nouvelle lixiviation, le sulfate de cuivre produit par le premier grillage ; on cherche ensuite à faire passer à l'état de sulfate soluble l'oxyde, le sulfure de cuivre et le sous-sulfate laissés insolubles par le premier lavage.

On atteint parfaitement le but en se servant de ces matières comme couverte des tas. Elles sont traversées, pendant un temps extrêmement long, par de l'acide sulfureux, qui fait passer complétement à l'état de sels solubles l'oxyde et le sous-sulfate de cuivre. Vers la fin de l'opération, elles sont exposées à une température assez élevée pour modifier l'état moléculaire de l'oxyde et du sous-sulfate de fer, et en même temps elles sont soumises à un grillage assez prolongé pour faire passer à l'état de sulfate soluble le cuivre encore contenu à l'état de combinaison sulfurée.

Il se produit nécessairement une proportion très-considérable de sulfate de fer, par l'action prolongée de l'acide sulfureux sur le peroxyde.

La couverte des tas est soumise séparément à la lixiviation ; les eaux doivent contenir une forte proportion de sulfate de fer, et très-peu de sulfate de cuivre ; les nouveaux résidus ne peuvent contenir du cuivre qu'en

très-petite quantité, et seulement à l'état de sulfate, maintenu par adhérence, en raison de l'état encore spongieux de l'oxyde et du sous-sulfate de fer, qui constituent la majeure partie des résidus.

Ces matières sont trop pauvres en cuivre pour qu'on puisse les soumettre en entier à un nouveau grillage; on les passe sur un tamis, après les avoir laissé sécher à l'air pendant quelque temps; on jette les parties les plus fines comme devant être les plus pauvres en cuivre; on ne conserve que les grains, dans l'intérieur desquels l'action dissolvante de l'eau n'a pu agir qu'avec difficulté. Les grains sont utilisés pour former les aires des tas de grillage des minerais : ils sont exposés, pendant les premiers temps de l'opération, à une température assez élevée pour modifier l'état moléculaire de l'oxyde et du sous-sulfate de fer; plus tard et pendant longtemps, ces matières doivent être imprégnées d'acide sulfureux, car les mouvements de l'air et du gaz dans le tas ne sauraient être aussi réguliers que si les minerais étaient disposés sur une grille placée à une certaine hauteur au-dessus du sol. Il doit donc se former encore beaucoup de sulfate de fer. En traitant ces matières par l'eau, après le grillage, on peut dissoudre encore du sulfate de cuivre et du sulfate de fer; les nouveaux résidus sont assez pauvres pour être jetés.

Ces manipulations sont certainement très-compliquées; mais elles me paraissent très-rationnelles; on fait en grand, et avec des dépenses assez faibles, à très-peu de chose près ce qu'on doit faire au laboratoire et dans les analyses pour séparer le cuivre du fer par l'ammoniaque.

Le précipité de peroxyde de fer, d'abord obtenu, retient toujours du cuivre; il faut, pour le lui enlever, faire sécher le précipité et le traiter encore par l'ammoniaque. On n'obtient une séparation à peu près exacte

qu'après avoir répété au moins deux fois cette série d'opérations, dessiccation et digestion dans l'ammoniaque.

Malgré les soins apportés dans les lixiviations, il y a toujours perte en cuivre, assez notable si on la compare au métal contenu dans les minerais, très-faible au contraire si on ne considère que la teneur absolue des résidus. Je ne peux citer aucun nombre certain sur la perte en cuivre ; les analyses que j'ai faites ne sont pas assez nombreuses, mais elles me portent à penser que la proportion de cuivre perdu est beaucoup moins forte à Agordo que dans la plupart des autres usines, qui employent la voie humide pour le traitement des minerais pauvres.

Il me reste maintenant à considérer les minerais eux-mêmes, disposés dans les tas parallèlement aux quatre faces inclinées, par couches alternantes de menus et de morceaux. Cette disposition est rendue nécessaire par l'énorme proportion de pyrite de fer contenue dans les minerais. Si les menus étaient mélangés avec les morceaux le passage de l'air serait très-facile, la combustion serait extrêmement vive, la température trop élevée ; il y aurait fusion complète d'une partie des sulfures métalliques, et, dans les parties oxydées, le sulfate de cuivre serait décomposé. Le but qu'on se propose d'atteindre, la sulfatisation du cuivre dans toutes les parties oxydées, serait presque entièrement manqué. Il faut donc séparer les menus des morceaux.

Dans les menus un peu tassés, l'air ne circule que difficilement, ce qui permet d'obtenir une combustion très-lente et une température convenablement modérée. D'un autre côté, on ne peut pas disposer les couches horizontalement, comme dans les fours styriens, parce que dans les grands tas le tirage n'est pas suffisamment actif ; on est donc obligé de placer les minerais par cou-

ches alternantes de menus et de morceaux, parallèlement aux faces des tas.

Les réactions successives du grillage diffèrent très-peu de celles que j'ai précédemment exposées; il y a d'abord dans chaque partie distillation du soufre en excès, entraînant une très-forte proportion de l'arsenic : ensuite commence l'oxydation du soufre et des métaux; pour les menus, l'oxydation pénètre lentement jusqu'au centre ou presque jusqu'au centre de chaque fragment; il se forme des oxydes, des sous-sulfates et des sulfates. Le soufre et l'arsenic sont expulsés à peu près totalement, à l'état d'acide sulfureux et d'acide arsénieux.

Dans les couches des minerais en morceaux, l'oxydation se continue très-longtemps, grâce à la proportion considérable de sulfure de fer, qui, même après la sublimation d'une partie du soufre, dégage en brûlant une grande quantité de chaleur. Dans chaque morceau la partie centrale entre, au bout d'un certain temps, en fusion pâteuse, et reste maintenue par l'enveloppe déjà oxydée : l'action oxydante de l'air continue encore lentement, et se porte principalement sur les corps dont l'affinité pour l'oxygène est la plus grande, c'est-à-dire sur le fer et sur le soufre. Les noyaux doivent donc devenir plus riches en cuivre, et cela d'autant plus que l'oxydation peut se continuer plus longtemps à partir du moment où la fusion pâteuse a commencé.

La concentration du cuivre dans les noyaux est toujours plus notable dans les gros morceaux, et surtout dans ceux dont la texture moins compacte permet à l'air un plus facile accès.

Il faut d'ailleurs remarquer que la concentration du cuivre ne peut pas avoir lieu tant qu'il n'y a pas fusion pâteuse; en effet, l'air ne pourrait agir sur les matières solides qu'en produisant, avec plus ou moins de rapidité,

des oxydes, des sulfates et des sous-sulfates, et de l'acide sulfureux. Après la fusion seulement le cuivre oxydé par l'air, en contact avec un excès de sulfure de fer en fusion, est immédiatement transformé en sulfure, et de cette réaction seule résulte l'enrichissement des noyaux.

L'oxydation se ralentit progressivement, à mesure qu'elle avance vers l'intérieur des morceaux, et que, par suite, l'air ne peut pénétrer qu'avec plus de difficulté : les morceaux se refroidissent et bientôt l'air ne peut plus avoir d'action.

On voit, d'après ce qui précède, que la formation des noyaux, dans lesquels le cuivre se concentre, exige une proportion de pyrite de fer assez grande ; il faut que pour chaque morceau la combustion du soufre et du fer, dans les parties extérieures, dégage assez de chaleur pour faire entrer les parties centrales en fusion pâteuse. On peut obtenir le même résultat avec des minerais analogues à ceux d'Agordo, par exemple avec les minerais de Huelva, de Rio-Tinto, etc., mais non pas avec des cuivres pyriteux à gangue quartzeuse.

Considérations économiques. — Le grillage de 13,000 tonnes de minerais a exigé 62 tas différents, pour lesquels on a brûlé 341 mètres cubes de bois, pesant environ 120 tonnes. La confection des tas, la conduite des opérations, les transports des couvertes, des aires et des minerais grillés aux ateliers de lixiviation ou du cassage au marteau, ont exigé 1,911 journées d'ouvriers. Le prix moyen d'une journée a été de 1 fr. 75 c.

D'après ces chiffres, les frais spéciaux du grillage en grands tas, rapportés à la tonne de minerais, sont :

Main-d'œuvre.....	0j,147 à 1 fr. 75.....	0 fr.	257
Bois et copeaux.....	0t,010 à 10 52.....	0	105
Charbon d'allumage et frais divers.....		0	050
Frais spéciaux du grillage.....		0 fr.	412

Produits. — On a obtenu 26 tonnes de soufre brut, soit environ 0,002 de soufre brut pour 1 de minerais, proportion qui paraît bien faible si on observe que les minerais contiennent la moitié de leur poids de soufre. Il ne serait pas impossible d'utiliser, pour la fabrication de l'acide sulfurique, l'acide sulfureux qui s'échappe des tas de grillage, et, sans aucun doute, des expériences seront faites dans ce sens, dans un avenir plus ou moins éloigné, car on pourrait tirer un très-grand parti de l'acide maintenant perdu en totalité.

Les noyaux sont dans la proportion de 13,26 pour 100 des minerais grillés ; on a obtenu 1,723^t,80 de noyaux. Leur teneur en cuivre est de 4,5 pour 100 : ils contiennent, par conséquent, 77^t,570 de cuivre.

On a retiré 9,880 tonnes de terres à lessiver, soit 0,76 pour 1 de minerais, tenant, d'après les essais, 130^t,45 de cuivre, soit 1,325 de cuivre pour 100 de terres à lessiver.

On a employé pour les couvertes environ 8,000 tonnes de terres lessivées une première fois, tenant en moyenne 0,6 pour 100 de cuivre, et 4,000 tonnes de sables lessivés deux fois, dont la teneur moyenne en cuivre ne dépasse pas 0,3 pour 100.

Grillage au four styrien. — Le grillage des minerais entre quatre murs, dans les fours dont j'ai précédemment fait connaître la disposition, est encore à l'état d'expérience. Il paraît donner des résultats assez favorables, inférieurs cependant à ceux qu'on espérait en faisant des constructions aussi dispendieuses.

Pour le chargement, on est obligé d'élever toutes les matières par-dessus les murs, à plus de 3 mètres du sol, ou de démolir l'un des petits côtés; c'est ce dernier moyen qui est considéré comme le plus économique. Sur la sole en schistes on place une ou deux rangées

de bûches, suivant leur grosseur; par-dessus, on dispose les minerais par couches horizontales alternantes de morceaux et de menus. La charge d'un four est de 288 tonnes. On ménage dans la longueur cinq cheminées verticales, dont les parois sont formées par des briquettes, faites avec des menus agglomérés à l'aide d'une petite quantité d'argile et d'une forte pression.

Quand tout le tas est construit, on rétablit le quatrième côté du four, démoli pour le chargement; on commence à charger les boues de lixiviation, qui doivent former la couverte, en même temps qu'on procède à la mise en feu par les cinq cheminées. Quand tout le bois est bien enflammé, on bouche les cheminées avec des morceaux de minerais et des briquettes, puis on achève d'étendre la couverte sur toute la base supérieure. La couverte est plus épaisse que dans les grands tas; mais il est impossible d'employer la totalité des boues qui proviennent d'une charge entière; on doit en passer une grande partie dans les fondations et la couverte des grands tas; on serait donc fort embarrassé si on n'avait pour le grillage des minerais que les fours styriens. L'épaisseur de la couverte est ordinairement de $0^m,40$: elle est assez grande pour ralentir beaucoup le tirage et pour permettre à la combustion de ne s'élever dans les minerais qu'avec une extrême lenteur.

Les diverses phases et les réactions sont les mêmes que dans les grands tas, avec la différence qu'en chaque point la température est un peu plus élevée, que les briquettes donnent des noyaux enrichis, et, enfin, que le soufre coule pendant presque toute la durée de l'opération. Dans les premiers temps, on le recueille dans les bassins pratiqués dans le sol; plus tard, il se rassemble dans les vingt embrasures, disposées au milieu de la hauteur des murs. Pendant les derniers mois, le soufre se réunit dans

les cuvettes hémisphériques, qui sont moulées dans la couverte, absolument comme pour les grands tas.

Il faut de cinq à six mois pour terminer une opération ; les frais de main-d'œuvre sont un peu plus élevés que dans l'ancienne méthode, mais on retire une proportion un peu plus forte de noyaux et de soufre.

Pour les 2,000 tonnes grillées par cette méthode, on a fait sept opérations dans les quatre fours que possède l'usine.

On a obtenu :

Noyaux.....	280 tonnes,	soit 14	pour 100
Terres à lessives...	1520 —	soit 76	— —
Soufre brut.....	28 —	soit 1,40	— —

La teneur en cuivre des noyaux et des terres est à peu près la même que celle des produits similaires du grillage en grands tas : 4,50 pour 100 pour les noyaux, 1,325 pour 100 pour les terres à lessiver.

Considérations économiques. — On a consommé 19 tonnes environ de bois et copeaux, c'est-à-dire à peu près la même proportion que dans l'ancienne méthode (0,0095 au lieu de 0,010 pour 1 de minerais). La confection des tas, les transports divers, la récolte du soufre, ont exigé 300 journées d'ouvriers.

D'après ces nombres, les frais au four styrien, rapportés à la tonne de minerais, sont les suivants :

Main-d'œuvre.....	0j,15.....	0 fr. 263
Bois et copeaux....	0c,0095.....	0 100
Frais divers.....		0 100
Frais spéciaux du grillage...		0 fr. 463

Les frais divers sont un peu plus élevés que dans l'ancienne méthode, parce qu'ils comprennent les matériaux

nécessaires à la reconstruction des parois des fours après les chargements.

Le grillage par la nouvelle méthode coûte en réalité plus cher, parce qu'il faut tenir compte des frais de construction des appareils, qui sont très-élevés et augmentent beaucoup les frais généraux. Elle présente un avantage évident, celui de donner une proportion de noyaux un peu plus forte, de perdre une moins grande quantité de soufre, mais cet avantage est compensé par l'impossibilité de traiter convenablement toutes les boues provenant de la lixiviation.

Cassage au marteau. — Le cassage des morceaux de minerais grillés a pour but spécial de séparer les noyaux enrichis de la partie oxydée, qui forme leur enveloppe. Il est fait par 120 enfants, sous la direction d'un contre-maître. Cette opération ne présente aucune difficulté sérieuse ; la séparation entre les noyaux et l'enveloppe est très-nette ; on peut dégager toute la partie oxydée par des coups très-faibles, sans casser le noyau intérieur. Les enfants sont payés à la journée, mais à la condition de produire 54 kilogrammes de noyaux : ils peuvent gagner en dix heures de travail effectif de 0 fr. 66 à 1 franc. Le contre-maître reçoit 2 francs par jour.

Les frais spéciaux de cassage, rapportés à la tonne de minerais, sont :

Main-d'œuvre et surveillance...	2j,42.....	1 fr. 635
Usure des outils et frais divers.....		0 065
Frais du cassage.....		1 fr. 700

Le grillage et l'opération complémentaire, le cassage au marteau, donnent les produits suivants :

Soufre brut.....	54 tonnes.			
Noyaux.....	2,003t,80	à la teneur moyenne de	4,50	pour 100
Terres à lessiver.	11,400 tonnes	—	1,325	—

Ces deux derniers produits contiennent en cuivre : les noyaux, 90t,17, et les terres à lessiver, 151t,05. La somme de ces deux nombres, 241t,20, diffère très-peu du chiffre de 240 tonnes, indiqué par les essais pour le cuivre contenu dans les 15,000 tonnes de minerais soumis au grillage.

Enfin, il ne faut pas perdre de vue que le grillage sert à préparer, pour une nouvelle lixiviation, de 14,000 à 15,000 tonnes de boues déjà lessivées une ou deux fois. Ces matières emploient un assez grand nombre de journées d'ouvriers, et influent notablement sur l'élévation des frais de l'opération. Il en est de même du cassage au marteau, qui achève la séparation des minerais grillés en deux classes de matières, les unes destinées au traitement par voie humide, les autres réservées pour la fonte pour matte.

On ne doit pas chercher à faire de comparaison pour les dépenses en main-d'œuvre et en combustibles, entre l'usine d'Agordo et d'autres usines employant le grillage en grands tas, pour des minerais différents, et dans le but unique de préparer ces minerais pour la première fonte au four à manche.

Purification du soufre.—Le soufre recueilli dans le grillage contient de l'arsenic et des matières terreuses ou métalliques, entraînées par la sublimation, ou enlevées en même temps que le soufre par les ouvriers qui viennent puiser dans les cuvettes, les bassins et les embrasures. La purification consiste seulement en une fusion lente, à la suite de laquelle on écume le bain, et on puise le soufre à la cuiller pour le verser dans des moules en bois. L'opération ainsi conduite peut séparer les matières terreuses et métalliques, mais ne peut enlever l'arsenic que le soufre contient en notable proportion.

La fusion est faite dans des chaudières en fonte, qui

contiennent seulement 150 kilogrammes de soufre : on maintient la fusion tranquille pendant quatre heures, on écume et on procède au moulage en canons ; dans chaque chaudière on peut faire deux opérations par jour. L'atelier contient deux chaudières et occupe deux ouvriers. En quatre mois de travail effectif, tout le soufre produit dans l'année est purifié.

Le déchet au raffinage est très-faible pour le soufre provenant des grands tas, et ne dépasse pas 3 pour 100 ; il est, au contraire, de 14 à 15 pour 100 pour le soufre produit par les fours styriens.

On a obtenu, en 1853, des 54 tonnes de soufre brut, 49t,25 de soufre en canons, en consommant 15t,50 de bois, et en employant 180 journées d'ouvriers ; l'usure du matériel, chaudières, outils, moules en bois, les frais divers se sont élevés à 200 francs.

D'après ces nombres, les frais de raffinage, par tonne de soufre raffiné, sont les suivants :

Main-d'œuvre.....	3j,60 à 2 francs.....	7 fr.	200
Bois.....	0t,316 à 10 fr. 52.....	3	324
Outils, matériel et frais divers.....		4	081
Frais de raffinage du soufre.....		14 fr.	605

A ces nombres, il convient d'ajouter les prix des journées de deux ouvriers employés à recueillir le soufre sur les tas, dans les bassins ou dans les embrasures, ce qui fait par tonne de soufre :

12j,25 à 2 francs..... 24 fr. 50

Le prix de revient de la tonne de soufre en canons, en ne tenant pas compte des frais généraux, est donc de 39t,105. On peut le vendre à 230 francs la tonne, et par suite réaliser un bénéfice notable, de plus de 9,000 francs.

Ce bénéfice doit paraître bien faible, si on le compare à la valeur énorme que pourrait avoir le soufre perdu.

Traitement par voie humide. Lixiviation.

La lixiviation des parties oxydées des minerais est une opération très-complexe, qui exige des manipulations multipliées et un grand nombre d'appareils, en d'autres termes, beaucoup de place et de main-d'œuvre.

Les terres oxydées sont lavées successivement dans quatre cuves, disposées en gradins, puis mises en dépôt sur une aire inclinée, jusqu'à ce que la majeure partie du liquide dont elles sont imprégnées ait pu s'écouler ; il est reçu dans une rigole qui le conduit dans les bassins de réception des eaux à cémenter. Je désignerai les cuves par des numéros, 1, 2, 3, 4, la cuve n° 1 étant celle qui est placée au niveau supérieur, et dans laquelle on fait arriver l'eau pure.

L'eau employée pour les lavages séjourne pendant vingt-quatre heures dans chacune des quatre cuves, en descendant du n° 1 au n° 4, tandis que les terres oxydées sont remontées successivement du n° 4 jusqu'au n° 1. De cette manière, les terres, en partie épuisées dans les trois cuves inférieures, sont lavées dans l'eau pure du n° 1, tandis que les eaux déjà chargées de sulfates dans les trois cuves supérieures achèvent de se saturer au contact des matières arrivant du grillage, chargées dans la cuve n° 4.

Cette disposition très-rationnelle exige beaucoup de main-d'œuvre ; il faut, en effet, chaque matin : faire couler les eaux de la cuve n° 4 dans le réservoir des eaux bonnes à cémenter ; retirer les boues et les mettre en dépôt à un niveau supérieur, à côté de la cuve n° 3 ; faire couler les eaux du n° 3 dans le n° 4, et charger les terres venant du grillage ; retirer les boues du n° 3 pour les élever au niveau du n° 2 ; faire passer les eaux du n° 2

dans le n° 3, et charger dans cette cuve n° 3 les boues provenant du n° 4, et ainsi de suite jusqu'à la cuve n° 1, dont les boues sont mises en dépôt pour être reportées au grillage, quand elles sont convenablement égouttées.

La charge de la cuve inférieure est d'environ 13 tonnes; dans la cuve supérieure, on introduit chaque jour 9 mètres cubes d'eau pure : chaque jour, on envoie de la cuve inférieure au réservoir environ 8 mètres cubes d'eau, marquant de 28 à 30 degrés de l'aréomètre, et qu'on peut considérer comme des eaux riches, bien qu'elles contiennent principalement du sulfate de fer.

Chaque série de quatre cuves sert à la lixiviation de 3,900 tonnes de terres oxydées provenant du grillage; il faut trois séries de cuves pour les 11,400 tonnes produites dans l'année.

On obtient environ 7,000 mètres cubes d'eaux riches, marquant en moyenne 29 degrés à l'aréomètre, et contenant les 65/100 du cuivre renfermé dans les terres soumises au lavage, soit 98 tonnes de cuivre. On peut admettre que la teneur des eaux riches de la lixiviation est de 14 kilogrammes de cuivre par mètre cube. Elles ne contiennent donc pas plus de 35 kilogrammes de sulfate, soit seulement 35 grammes par litre. Elles doivent renfermer une proportion énorme de sulfate de fer.

Les boues lessivées et séchées à l'air sont transportées aux tas de grillage, et sont employées pour former les couvertes; elles reviennent ensuite à la lixiviation et sont traitées comme les terres oxydées. Les seules différences sont : que les charges ne sont pas aussi fortes, et qu'on met dans la cuve n° 1 de chaque série $4^{m.c.},50$ d'eau au lieu de 9 mètres cubes.

On retire de cette seconde lixiviation environ 4,000 mètres cubes d'eaux dans l'année; elles marquent de 23 à 24 degrés de l'aréomètre et sont moins riches en

cuivre que les premières; elles sont reçues dans un réservoir séparé. Ces eaux contiennent approximativement les 20/100 du cuivre des terres sortant du grillage, soit environ 30 tonnes de cuivre. Elles renferment par mètre cube $7^{k},50$ de cuivre, ou 19 kilogrammes de sulfate : leur teneur est à peu près la moitié de celle des eaux riches; elles renferment une proportion presque aussi forte de sulfate de fer.

Les boues retirées des cuves supérieures sont séchées à l'air pendant plusieurs jours, puis passées sur un tamis, dont les ouvertures ont $0^{m},01$ de côté. Toutes les parties fines sont considérées comme stériles et jetées, les grains sont transportés aux tas de grillage, et sont placés au-dessous du combustible comme fondations des tas. Ils reviennent ensuite à la lixiviation et sont traités comme les boues, mais avec une proportion d'eau un peu moindre.

Une seule série de quatre cuves suffit à leur lavage, et donne dans l'année environ 1,000 mètres cubes d'eaux pauvres, ne marquant pas plus de 18 à 19 degrés à l'aréomètre; elles contiennent à peu près 8 tonnes de cuivre, soit environ les 5/100 du métal contenu dans les terres oxydées; leur teneur en cuivre est de 8 kilogrammes par mètre cube; l'élévation de leur titre à l'aéromètre accuse la présence d'une proportion encore très-forte de sulfate de fer.

Ces eaux sont conduites dans le réservoir qui reçoit celles de la seconde lixiviation.

Produits. — Le lavage des parties oxydées des minerais donne donc :

7,000 mètres cubes d'eaux riches, contenant 98 tonnes de cuivre;

5,000 mètres cubes d'eaux pauvres, contenant 38 tonnes de cuivre.

Soit en somme 136 tonnes de cuivre, tandis que les essais indiquaient dans les terres provenant du grillage 151 tonnes de métal. La perte serait, d'après ces nombres, de 15 tonnes de cuivre, soit environ de 10 pour 100.

Ces chiffres ne doivent être considérés que comme des approximations; les essais de matières aussi pauvres ne peuvent pas être faits avec une exactitude telle qu'on puisse calculer rigoureusement, d'après les résultats obtenus en opérant sur quelques grammes, la teneur réelle en cuivre des milliers de tonnes ou de mètres cubes de minerais grillés et d'eaux de lavage. Ils fournissent cependant une indication très-précieuse; ils permettent de penser que la lixiviation est très-bien faite et que la perte en cuivre est relativement très-faible. Les boues jetées comme pauvres ne doivent pas contenir plus de 17/10000 à 18/10000 de cuivre.

Les eaux riches et pauvres contiennent une proportion très-notable d'acide arsénique; sa quantité n'a pas été déterminée, mais on trouve toujours l'arsenic dans le cuivre de cément.

Considérations économiques. — La lixiviation et les transports occupent 52 ouvriers, payés à l'entreprise, et gagnant environ 1 fr. 50 c. par journée de travail. Pour 1 tonne de terres à lessiver provenant du grillage, il faut donc 1j,37 de main-d'œuvre pour les opérations diverses que comporte la lixiviation complète.

Pour 1 tonne de minerais on peut compter 1 jour de main-d'œuvre. L'usure du matériel et des outils est très-rapide; les réparations sont assez fréquentes parce que les cuves et les outils, et les brouettes dans lesquelles on fait les transports, sont rongés en peu de temps par les eaux un peu acides. On estime à 2,500 francs, pour l'année entière, les frais de réparation et d'entretien.

Les frais spéciaux de la lixiviation, rapportés à la tonne de minerais, sont les suivants :

Main-d'œuvre, 1 journée.....	1 fr. 50
Outils, réparations, frais divers.....	0 167
Frais spéciaux de lixiviation.....	1 fr. 667

La précipitation du cuivre par la fonte est faite dans deux appareils différents, les chambres de plomb et le four à réverbère : les produits sont à peu près les mêmes, mais il y a une différence notable dans les consommations de combustible et de fonte. Je commencerai par la description du travail au réverbère; j'indiquerai ensuite, en peu de mots, de quelle manière la cémentation est conduite dans les chambres de plomb. Cémentation.

Four à réverbère. — On introduit sur la sole environ 15 mètres cubes d'eaux, en mélangeant celles des deux réservoirs suivant les proportions dans lesquelles elles sont obtenues; c'est-à-dire 9 mètres cubes d'eaux riches et 6 mètres cubes d'eaux pauvres. La charge contient ordinairement de 141 à 142 kilogrammes de cuivre. Sur les deux banquettes latérales sont rangés les morceaux de fonte, dont le poids est variable entre 800 et 1,000 kilogrammes. La fonte est ainsi employée en très-grand excès. Dès que le chargement est terminé, on ferme les portes et on allume le feu sur la grille : on brûle seulement du bois de qualité inférieure, et on ne pousse le feu qu'avec une grande lenteur. On cherche à maintenir les eaux à la température de 62 à 65 degrés.

Douze heures environ après le commencement de l'opération la majeure partie du cuivre est précipitée; les eaux perdent la couleur bleue verdâtre qu'elles avaient d'abord, et deviennent jaunâtres; on ferme la porte du cendrier et on laisse la précipitation s'achever lentement,

et autant que possible à l'abri de l'air. Le refroidissement dure vingt-quatre heures ; après ce temps, on essaye les eaux en y trempant, pendant quelques instants, un morceau de fer bien décapé ; on est certain que la précipitation du cuivre est bien complète, quand le fer ne se recouvre pas de la plus mince pellicule de cuivre. Dans le cas contraire, il faut réchauffer les eaux et prolonger le contact de la fonte, jusqu'à ce que l'essai à la lame de fer n'indique plus de cuivre dans les eaux.

Quand l'opération est terminée, la sole du réverbère ou la cuve de cémentation contient une grande partie des eaux parfaitement claires ; la partie inférieure est toujours trouble, parce que les matières les plus fines du cément ne se déposent qu'avec une extrême lenteur. On fait écouler les eaux claires dans les cristallisoirs à sulfate de fer ; elles sont ordinairement à la température de 45 à 55 degrés, et la cristallisation du vitriol se fait principalement par refroidissement.

Les eaux troubles inférieures sont conduites dans des bassins de dépôt, bien couverts, dans lesquels on les laisse reposer jusqu'à ce qu'elles soient devenues claires.

Il reste dans le four le cément et les morceaux de fonte rangés sur les banquettes, et couverts par du cément. On laisse refroidir le four jusqu'à 35 degrés environ, puis on introduit une certaine quantité d'eau. Un ouvrier entre dans la cuve et frotte fortement, avec un balai, les parois du four et les morceaux de fonte ; on fait couler les eaux troubles dans un réservoir extérieur, puis on introduit une nouvelle quantité d'eau, et ainsi de suite, jusqu'à ce que la fonte et les parois du four soient bien propres, et tout le cément entraîné en suspension dans l'eau.

On peut alors procéder à une nouvelle opération. En 1853, on a fait 99 chargements dans le four à réverbère

et traité 1488 mètres cubes d'eaux, contenant environ 14 tonnes de cuivre, en employant 35 tonnes de fonte, et en brûlant 213t,15 de bois.

Produits et considérations générales. — L'opération donne trois produits différents :

Les eaux claires et chaudes; elles sont conduites directement aux cristallisoirs;

Les eaux clarifiées du premier réservoir ; il serait possible de les utiliser pour la fabrication du sulfate de fer, mais ce produit ne peut pas toujours être vendu facilement; on doit presque toujours les perdre;

Le cément déposé dans les deux réservoirs ; il contient tout le cuivre, et doit être passé dans les lits de fusion de la fonte pour matte.

Les eaux clarifiées du second réservoir sont trop pauvres en sulfate de fer pour qu'on cherche à en retirer des cristaux.

Je vais m'occuper en premier lieu du cément, qui est le produit le plus important de l'opération.

Le cément desséché à l'air contient le cuivre très-divisé, en partie à l'état métallique, en partie à l'état d'oxyde; il renferme une proportion très-forte de sous-sulfate et de sous-arséniate de peroxyde de fer, dont la présence réduit à moins de 40 pour 100 la teneur en cuivre du produit de la cémentation. Pendant l'opération, le fer de la fonte sature le faible excès d'acide sulfurique, ramène au minimum le peroxyde de fer contenu dans les eaux, et réduit l'oxyde de cuivre. Le contact de l'air ne pouvant pas être évité complétement, une partie du sulfate neutre de protoxyde de fer absorbe l'oxygène et donne du sous-sulfate de peroxyde peu soluble; il se dépose en même temps que le cuivre et en entraînant l'acide arsénique.

Le cément est donc d'autant plus riche et plus pur qu'on a pris plus de soins, pendant toute la durée de l'opé-

ration, pour éviter le contact de l'air; on a du reste un grand intérêt à prendre cette précaution, car elle seule peut diminuer la proportion de fonte employée. Si on suppose en effet que l'air ne puisse pas agir, la cémentation consommera une certaine quantité de fonte, qu'il est possible de calculer d'avance; ce sera celle théoriquement nécessaire : pour la précipitation du cuivre, pour la réduction au minimum du peroxyde de fer existant dans les eaux, et pour la saturation de l'acide sulfurique en excès.

Au contraire, si l'air est en contact avec la surface du bain pendant toute la durée de l'opération, il agira très-notablement par son oxygène pour peroxyder une partie du protoxyde de fer; il faudra employer une quantité correspondante de fonte pour la réduction de ce peroxyde, car la précipitation du cuivre ne peut être complète dans des eaux chargées d'une proportion appréciable d'un sel de peroxyde de fer.

Dans certaines usines où la cémentation est faite lentement, à froid, dans des canaux peu profonds, et en opérant sur des eaux acides, on n'arrive que très-difficilement à l'appauvrissement des eaux, en faisant agir un grand excès de fonte ou de ferraille; on consomme plus de 4 de fer pour 1 de cuivre, et le cément obtenu contient de 60 à 70 pour 100 de sous-sels de peroxyde de fer.

Le four à réverbère d'Agordo paraît assez bien disposé pour éviter le contact de l'air avec les eaux, autant que le permet l'emploi du bois comme combustible; à sa disposition très-rationnelle, à la bonne conduite de toute l'opération on doit de ne consommer que 2,50 de fonte pour 1 de cuivre précipité, et cependant le cément ne contient pas la moitié de son poids de cuivre.

Le cément est divisé en deux parties désignées sous le nom de *grassure* et de *brunini*. Les brunini sont les boues

très-pauvres qui se déposent dans le premier réservoir, dans lequel on fait couler, après chaque opération, les eaux troubles du fond de la cuve. Les matières fines en suspension contiennent une forte proportion de sous-sels de peroxyde de fer ; il s'en forme encore une nouvelle quantité par le contact prolongé de l'air ; ces dépôts ne contiennent pas plus de 10 pour 100 de cuivre. Les grassures sont les parties les plus lourdes du cément, qui restent dans le fond de la cuve après l'enlèvement de tout le liquide ; elles ne renferment qu'une partie des sous-sels de fer produits pendant la cémentation elle-même ; leur teneur en cuivre varie entre 50 et 60 pour 100.

Le cément, considéré comme la somme de ces deux parties, contient ordinairement de 37 à 38 pour 100 de cuivre. En 1853 on a retiré, des 99 cémentations faites au réverbère, 37t,72 de cément sec, renfermant 14 tonnes de cuivre.

Chambres de plomb. — L'usine possède sept chambres de plomb, dans lesquelles on a fait 560 opérations pour traiter 10,512 mètres cubes d'eaux riches et pauvres ; cela fait en moyenne 80 cémentations pour chaque chambre, et près de 19 mètres cubes d'eaux par opération.

Les eaux riches et pauvres sont mélangées dans une proportion à peu près constante ; la charge d'une chambre se compose ordinairement de 11 mètres cubes d'eaux riches et de 8 mètres cubes d'eaux pauvres. Elle contient 214 ou 215 kilogrammes de cuivre.

Sur le fond sont placés les morceaux de fonte, dont le poids doit s'élever au moins à 1,100 kilogrammes. Le chargement étant terminé, on couvre la chambre avec des planches très-fortes, bien serrées les unes contre les autres, de manière à empêcher autant que possible le renouvellement de l'air à la surface du liquide ; la vapeur qui se produit pendant l'opération est conduite

hors de l'atelier par une cheminée en planches, adossée contre le mur du bâtiment.

On chauffe les eaux en brûlant dans le foyer de la tourbe et du charbon de bois. On conduit l'opération à peu près comme au réverbère; on porte les eaux à la température de 60 à 62 degrés; on la maintient pendant quelques heures, jusqu'à ce que le liquide soit devenu jaunâtre; puis on cesse de chauffer, et on laisse la cémentation et la clarification des eaux s'achever pendant trente-six heures.

Quand l'essai, avec une lame de fer bien décapée, indique la complète précipitation du cuivre, on fait sortir les eaux claires, et on les conduit directement dans les cristallisoirs : les eaux troubles du fond de la chambre sont menées dans un réservoir; on lave avec de l'eau et on balaye les parois et les morceaux de fonte; on fait sortir tout le cément par un canal ménagé au fond de la chambre, et on procède à une nouvelle cémentation. Une opération est terminée en quatre jours.

Les produits sont les mêmes que ceux du réverbère; cependant le cément est un peu moins chargé de sous-sels de fer, ce qui est dû à la grande profondeur des chambres; on peut obtenir une plus forte proportion d'eaux claires, et par suite moins de brunini.

Considérations économiques. — On retire d'une charge 530 ou 540 kilogrammes de cément sec, contenant environ 215 kilogrammes de cuivre; le cément contient donc 40 pour 100 de cuivre. En 1853 on a obtenu 300 tonnes de cément sec, tenant 122 tonnes de cuivre, en consommant :

Fonte.....	366,50	soit 3	de fonte pour 1 de cuivre.
Charbon...	440,75	soit 3,615	de charbon pour 1 de cuivre.
Tourbe....	407,80	soit 3,345	de tourbe pour 1 de cuivre.

La cémentation au réverbère a donné 37t,72 de cément sec, tenant 14 tonnes de cuivre, en consommant :

Fonte....	35 tonnes,	soit	2,50 de fonte pour 1 de cuivre.
Bois.....	213t,15	soit	15,23 de bois pour 1 de cuivre.

D'après les prix indiqués au commencement de cette description pour les combustibles et pour la fonte, les consommations rapportées à 1 tonne de cuivre contenu dans le cément sont :

	Au réverbère.	Dans les chambres de plomb.
Bois.....	160 fr. 22	
Tourbe et charbon.....		247 fr. 76
Fonte.....	570 00.....	672 00
	730 fr. 22	919 fr. 76

Le réverbère est donc plus économique que les chambres de plomb ; et pour ces dernières, la plus grande richesse du cément ne compense que très-imparfaitement l'excès de consommation. Dans cette comparaison je n'ai pas parlé de la main-d'œuvre, parce qu'elle est à peu près la même dans les deux appareils, et que sa valeur est très-faible comparativement à la dépense de fonte et de combustibles.

Les sept chambres de plomb et le four à réverbère occupent huit ouvriers, qui gagnent environ 2 francs par jour. Les réparations aux appareils sont peu fréquentes : elles coûtent ordinairement plus cher pour les chambres de plomb que pour le réverbère.

En 1853, les dépenses faites pour la cémentation ont été :

Fonte.....	401t,50	à	224 fr. 00....	89,936 fr.	00 c.
Bois.....	213 ,15	à	10 52....	2,242	34
Charbon de bois.	440 ,75	à	57 25....	25,232	94
Tourbe.....	407 ,80	à	12 20....	4,965	16
Main-d'œuvre. .	2400 j.	à	2	4,800	00
Réparations, outils et frais divers.....				1,700	00
Dépenses pour l'année.....				128,876 fr.	44 c.

Soit par mètre cube d'eaux soumises à la cémentation :

Fonte	0k,033	7 fr.	392
Bois	0,0178	0	187
Charbon de bois	0,0367	2	103
Tourbe	0,034	0	414
Main-d'œuvre	0h,20	0	400
Outils, réparations et frais divers		0	142
Frais spéciaux pour 1 mètre cube d'eaux		10 fr.	638

Soit enfin par tonne de minerais soumis au grillage :

Fonte	0k,027	6 fr.	048
Bois	0,014	0	147
Charbon de bois	0,030	1	717
Tourbe	0,027	0	329
Main-d'œuvre	0h,160	0	320
Réparations, outils, frais divers		0	113
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais		8 fr.	674

On retire de la tonne de minerais soumis au grillage :
0k,1336 de noyaux, contenant 0k,006 de cuivre ;
0k,0225 de cément sec, contenant 0k,009 de cuivre.

Cristallisation du sulfate de fer. — Les eaux claires de la cémentation, sortant du réverbère ou des chambres de plomb, sont conduites directement dans les cristallisoirs, et laissent déposer les cristaux de sulfate de fer, par refroidissement et par évaporation lente : on décante dès qu'on voit les eaux se troubler et laisser déposer des cristaux recouverts d'une légère couche ocreuse.

Les cristaux se forment au fond, sur les parois latérales et sur des branches suspendues au milieu des cuves. Les plus purs sont ceux des parois; le fond est toujours sali par du sous-sel de peroxyde de fer; les cristaux déposés sur les branches ne peuvent pas être complétement séparés du bois.

On a soin de sécher et d'emballer séparément ces trois qualités, qui sont vendues à des prix différents.

Les eaux mères sont perdues ; il en est de même, la plupart du temps, des eaux troubles de la cémentation, rendues claires par un séjour prolongé dans les réservoirs, et qui ne pourraient donner des cristaux que par évaporation lente.

La quantité de sulfate de fer fabriquée annuellement dépend de la facilité avec laquelle on peut vendre ce produit ; on retire aisément 0k,600 de cristaux d'un mètre cube des eaux claires de la cémentation ; et par suite la production pourrait être de plus de 5,000 tonnes. Le prix de vente est de 57 à 58 francs à Trévise, à Trieste ou à Venise, et laisse à l'usine un bénéfice assez grand, car les seuls frais un peu élevés sont ceux d'emballage et de transport.

Le sulfate de fer d'Agordo n'est pas très-pur ; il contient du sulfate de zinc, et presque toujours une petite proportion de sous-sulfate de peroxyde de fer : dans les analyses qui ont été faites jusqu'à présent, on n'a pas cherché à constater la présence de l'acide arsénique ; il est probable que les cristaux en contiennent extrêmement peu, car la presque totalité de l'acide contenu dans les eaux de la lixiviation doit être précipitée à l'état de sous-arséniate de peroxyde de fer, vers la fin de la cémentation.

La cristallisation, le séchage et l'emballage des cristaux sont faits par 8 ouvriers, qui peuvent gagner de 1 fr. 50 c. à 2 francs dans leur journée. Les frais de main-d'œuvre et d'emballage peuvent être évalués approximativement à 6 francs par tonne de cristaux ; les frais de transport sur les marchés, les frais de commission pour la vente sont certainement bien plus élevés ; mais je ne peux citer à cet égard aucun chiffre exact.

Je n'insisterai pas davantage sur cette fabrication, qui

ne prendra sa véritable importance, que quand des voies de transport plus économiques permettront de conduire, à peu de frais, le produit sur les marchés.

Traitement par voie sèche. Fonte pour matte.

On passe dans la fonte pour matte : les noyaux provenant du grillage, les minerais riches séparés par triage à la mine, le cément, les scories riches de la fonte pour cuivre noir et de l'affinage, et en général tous les résidus cuivreux qui peuvent renfermer de l'arsenic.

L'addition du cément dans les lits de fusion demande quelques explications, car il semblerait plus naturel de passer dans la fonte pour cuivre noir au moins une partie de ce produit.

Le cément contient une proportion notable de sous-arséniate de fer, et de plus une quantité plus ou moins forte de fonte en petits grains, détachés par le nettoyage, ou provenant des morceaux de fonte presque complétement rongés.

Par une préparation mécanique convenable, il serait facile de séparer la totalité des sous-sels de fer avec les parties les plus fines du cuivre métallique ou du cuivre réoxydé au contact de l'air; avec les grains les plus lourds resterait la fonte, et cette partie ne contiendrait pas d'arsenic.

La première partie devrait évidemment passer à la fonte pour matte; on pourrait penser que la seconde devrait être traitée soit dans la fonte pour cuivre noir, soit même dans l'affinage. Quelques expériences ont été faites dans ce sens à l'usine d'Agordo. Les résultats ont été très-irréguliers; tantôt on a obtenu de très-bon cuivre, tantôt le métal a été d'un affinage très-difficile. On se rend aisément compte de ces résultats par la présence d'un peu de fonte dans la partie la plus lourde du cément. Le cuivre qu'il s'agissait d'affiner contenait irrégulièrement un excès de fer, dont la scorification présentait des difficultés d'autant plus grandes que sa proportion n'é-

tait pas constante et que les ouvriers n'étaient pas prévenus de sa présence.

On voit, d'après cela, que la totalité du cément doit être passée dans la fonte pour matte avec des matières sulfurées, bien qu'il soit possible d'obtenir, par préparation mécanique, une partie de ce cément complétement exempte d'arsenic.

Le cément est d'ailleurs très-utile dans la fonte pour matte ; il remplace les oxydes métalliques qui sont introduits dans les autres usines à l'état de minerais grillés, et, par conséquent, il permet d'obtenir une matte suffisamment riche, en économisant le grillage partiel des minerais riches et des noyaux.

Les quantités des matières principales qu'on doit passer dans cette fonte sont les suivantes :

Minerais riches, 320 tonnes, à la teneur de 6,053 pour 100, contenant par conséquent 19t,370 de cuivre ;

Noyaux riches, 2,903t,80, à la teneur moyenne de 4,50 pour 100, contenant 90t,17 de cuivre ;

Cément séché, 337t,72, tenant 136 tonnes de cuivre, et, par suite, à la teneur moyenne de 40,26 pour 100.

Ces matières sont associées dans des proportions presque constantes pour les différentes campagnes ; la composition ordinaire des lits de fusion est la suivante :

Minerais riches	0t,120
Noyaux	0,753
Cément	0,127
Fumées, crasses et résidus divers	0,065
Scories riches	0,200
Grès rouge (employé comme fondant)	0,190
Poids du lit de fusion	1t,455

On fait varier, d'après l'allure des fourneaux et la fluidité des scories obtenues, la proportion des scories riches et du fondant.

Personnel. — Les opérations sont conduites par 12 ouvriers, qui se relayent par poste de huit heures; un des trois chefs de poste est plus spécialement chargé de la fonte, et remplit les fonctions de maître fondeur. Les ouvriers gagnent ordinairement de 1 à 2 francs; on peut compter en moyenne 1 fr. 50 c. par poste de huit heures et par homme.

Description d'une campagne. — Le four étant réparé, on bat la brasque dans le vide du creuset et de l'avant-creuset; elle est formée d'un mélange intime, produit sous les pilons du bocard, de charbon de bois et de grès rouge en égale proportion : pour la surface du creuset on se sert de brasque contenant une proportion un peu plus forte de charbon. On laisse la construction se sécher lentement à l'air, pendant trois à quatre jours, puis on fait du feu dans le creuset avec des copeaux et ensuite avec du charbon : on élève progressivement le niveau du combustible, à mesure que le four se sèche et qu'on voit la vapeur d'eau diminuer. Au bout de vingt-quatre heures le niveau du charbon doit être à 2 mètres au-dessus de la tuyère, et tout le creuset à la température rouge. On charge alors des scories du côté de la tuyère, on met les buses en place et on commence à donner le vent.

On continue à charger par le gueulard du charbon et des scories, en séparant autant que possible les deux matières; le combustible est jeté contre la poitrine, et les scories contre la warme. Ces deux désignations ne sont pas tout à fait exactes, puisque la section intérieure du fourneau est circulaire; je dois cependant les employer pour indiquer que le chargement est fait de la même manière que dans les fours à manche.

Quand les scories arrivent fondues devant la tuyère, le fondeur cherche à former le nez; il faut de cinq à

huit heures pour le produire et lui donner la longueur convenable, de $0^m,15$ à $0^m,20$.

Quand le nez est bien formé, on commence à charger les matières des lits de fusion contre la warme et du charbon contre la poitrine, en élevant progressivement le niveau des charges jusqu'au gueulard. On diminue peu à peu la proportion du combustible à mesure qu'on voit le four devenir plus chaud, et les scories couler plus fluides par l'avant-creuset.

Quand la mise en feu est bien conduite, le fourneau est en allure normale à partir du troisième jour; la composition des charges, la quantité de matières fondues dans un certain temps, la proportion de charbon, restent à peu près constantes pendant quinze à dix-huit jours.

Les dérangements et les engorgements sont très-rares, grâce à l'énorme excès de sulfure de fer que contiennent les noyaux et les minerais riches. Les parois du fourneau se corrodent très-rapidement au niveau de la tuyère, et l'augmentation de la capacité intérieure force à charger une proportion de charbon de plus en plus forte vers la fin de la campagne. On met hors feu quand les scories sortent du creuset à l'état pâteux, après qu'on est arrivé à augmenter d'un tiers la proportion ordinaire de charbon. La durée de la campagne varie entre des limites très-rapprochées, entre vingt et vingt et un jours.

Pour la mise hors feu, on charge, au-dessus du dernier lit de fusion, 1 mètre cube environ de charbon, puis on continue à lancer le vent jusqu'à ce que toutes les matières soient fondues; on laisse refroidir le fourneau et on procède aux réparations. On doit refaire à chaque campagne le creuset et la partie inférieure de la cuve; après deux campagnes, on doit reconstruire toute la chemise intérieure jusqu'au gueulard.

Pendant toute la campagne, les charges sont jetées

dans le fourneau à des intervalles à peu près réguliers; le maître fondeur indique la proportion des scories riches et du grès rouge qu'on doit mettre dans les lits de fusion, et le nombre de paniers de charbon qui doivent être chargés pour un nombre constant de bâches du lit de fusion.

Les scories produites coulent, par-dessus la brasque de l'avant-creuset, dans les bassins extérieurs destinés à recevoir plus tard la matte, produit principal de l'opération; une fois par poste on fait la coulée dans un des deux bassins, après avoir enlevé les scories qui ont servi à dessécher la brasque. Quand toutes les matières fluides sont sorties du creuset, le fondeur enlève les plaques de scories qui ferment l'avant-creuset pendant le travail normal, arrête un instant le vent, vérifie l'état du creuset, détache les engorgements s'il s'en est formé, et facilite avec un ringard courbe la descente du charbon au-dessous de la poitrine. Il ferme ensuite l'avant-creuset avec des plaques de scories et du menu charbon mouillé, et donne de nouveau le vent. Il importe beaucoup que le vent soit arrêté seulement pendant un temps très-court, parce que le nez ne peut se maintenir que s'il est refroidi presque constamment par le passage de l'air froid. Il est du reste toujours très-difficile de lui conserver les dimensions convenables à la température élevée qui règne devant la tuyère.

Dans le bassin extérieur se trouve à chaque coulée, au-dessus de la matte, une certaine quantité de scorie chargée de grenailles. On attend que la scorie soit solidifiée pour l'enlever d'un seul morceau; la matte est enlevée par rondelles épaisses de $0^m,015$ à $0^m,02$.

On a remarqué que la matte est souvent très-compacte et se laisse difficilement pénétrer par l'air pendant l'opération suivante, le grillage en cases : la compacité

dépend principalement de la présence du sulfure de zinc ; quand les minerais traités contiennent une proportion notable de blende, ce qui arrive très-fréquemment, on doit rendre la matte plus poreuse en la faisant couler sur le sol de l'usine, après l'enlèvement des scories. Il faut pour cela disposer les deux bassins de coulée à un niveau un peu élevé, ou creuser dans le sol un fossé assez large pour que la matte puisse s'étendre sur une très-faible épaisseur. On augmente encore sa porosité en la refroidissant brusquement avec de l'eau.

La fonte est conduite assez rapidement ; pendant toute la durée de l'allure normale, on passe en vingt-quatre heures jusqu'à 17 tonnes des lits de fusion. Dans une campagne de vingt et un jours, on a fondu :

Minerais riches	26k,40	220k,00
Noyaux	165,66	
Cément	27,94	
Scories riches, fondant, résidus cuivreux		100,00
Poids des matières fondues		320k,00

On a fait dans l'année, en employant alternativement les deux hauts fourneaux, douze campagnes, dont la durée moyenne a été de 20j,5 : un seul haut fourneau aurait donc pu suffire. On a brûlé, dans la campagne prise pour exemple :

Charbon de bois pour l'allumage	3k,80	59k,60
— pour la fonte	55,80	
Charbon employé pour les brasques		9,50
Poids du charbon brûlé ou employé		69k,10

Produits. — La fonte donne deux produits principaux : la scorie et la matte ; elle fournit en outre des fumées ou matières fines arrêtées dans les chambres de conden-

sation ; et des débris de fourneaux imprégnés de matières cuivreuses. Ces produits accessoires sont toujours fondus dans la campagne suivante.

La scorie, très-siliceuse, contient comme bases l'alumine et le protoxyde de fer ; elle est très-pauvre en cuivre, et peut être jetée presque en totalité : sa teneur ne dépasse pas 0,0035 tant que le fourneau est maintenu en bonne marche ; les scories peu fluides par suite d'un dérangement du fourneau, et celles obtenues vers la fin de la campagne, retiennent une proportion notable de grenailles ; elles doivent être repassées dans la même fonte, et autant que possible dans la même campagne.

On ajoute seulement à la fonte pour cuivre noir les scories qui passent à chaque coulée dans les bassins extérieurs, en même temps que la matte : elles contiennent trop de grenailles pour qu'on puisse les jeter ; l'excès de silice qu'elles renferment est très-utile pour la scorification de l'oxyde de fer produit par le grillage de la matte.

La matte est très-fluide, et généralement très-compacte quand elle est refroidie lentement ; elle est d'une couleur brune, et sa cassure fraîche présente un éclat presque métallique ; elle contient : de 24 à 26 pour 100 de cuivre ; de 26 à 28 pour 100 de soufre ; une proportion variable de zinc et des traces très-notables d'arsenic. Elle est bien plus chargée de fer que les mattes correspondantes obtenues dans les usines anglaises et à Boston.

Dans la campagne précédemment considérée, on a produit :

94t,22 de matte, contenant, d'après les essais, 23t,50 de cuivre, c'est-à-dire à la teneur d'environ 25 pour 100.

Dans l'année entière on a obtenu 1,132t,50 de matte, contenant 283t,15 de cuivre, ce qui répond à 0,073 de matte pour 1 de minerais mis en traitement.

Je n'ai que de courtes observations à présenter au sujet des réactions chimiques de la fonte pour matte; elles sont identiques avec celles que j'ai déjà exposées dans la description générale du traitement des minerais de cuivre aux fours à manche. La très-grande élévation du fourneau permet la volatilisation d'une proportion assez grande de l'arsenic contenu dans le cément à l'état de sous-arséniate; en même temps la sublimation du soufre en excès des minerais riches entraîne une grande partie de l'arsenic qu'ils renferment : l'économie de combustible est très-grande, parce qu'on peut fondre en vingt-quatre heures un poids considérable de minerais et des matières contenant du cuivre.

La grande hauteur des fourneaux présente cependant un assez grave inconvénient : une partie du peroxyde de fer du cément est réduite à l'état métallique, avant que les scories et fondants chargés ne puissent scorifier le protoxyde de fer. Les minerais et les noyaux contiennent une proportion de soufre assez grande pour faire passer dans la matte la totalité du fer amené à l'état métallique, mais la matte est, par cela même, rendue plus pauvre et plus chargée de fer, ce qui est une difficulté de plus pour les opérations suivantes. On doit toujours craindre d'obtenir du cuivre noir trop ferreux, dont l'affinage serait difficile.

On ne rendrait pas moindre l'inconvénient que je viens de signaler en augmentant la proportion des scories passées dans les lits de fusion, puisque la réduction trop complète a lieu dans les parties supérieures du fourneau, avant la fusion des scories chargées. On ne peut l'atténuer qu'en fondant rapidement, et en diminuant ainsi le temps pendant lequel les matières du lit de fusion sont exposées à l'action réductive avant la fusion des scories riches; ce moyen a, de plus, l'avantage de

diminuer la proportion de combustible brûlé dans la fonte.

Les scories produites en présence d'une matte qui renferme un grand excès de sulfure de fer ne doivent pas contenir de cuivre à l'état d'oxydule; elles ne peuvent renfermer que des grenailles de matte : l'attention du fondeur doit donc se porter principalement sur la *fluidité* des scories qui coulent par-dessus la brasque de l'avant-creuset : quand elles sont bien fluides, il peut être certain qu'elles sont en même temps très-pauvres en cuivre, la grande profondeur du creuset laissant aux grenailles le temps de se déposer.

Les scories ne peuvent être riches que par suite d'une mauvaise composition des charges, ou par suite d'un dérangement dans l'allure du fourneau, par exemple vers la fin des campagnes, quand les dimensions sont devenues trop grandes au niveau de la tuyère pour que les matières puissent fondre aisément.

Les fondeurs ont une longue expérience du traitement des minerais dont la composition est assez constante, et généralement, les dérangements sont peu fréquents et d'une durée très-courte.

Considérations économiques. — La campagne que j'ai considérée précédemment s'écarte très-peu, pour les résultats obtenus, du travail de l'année entière; je pourrai donc la prendre comme base du calcul des frais spéciaux de la fonte pour matte.

Ces frais ont été les suivants :

Charbon de bois..... 69^{k},10 à 57 fr. 25 c.....	3,955 fr. 975
Confection de la brasque.....	75
Main-d'œuvre, 252 journées.... à 1 50.....	378
Fondant..... 41^{l},80 à 5 00.....	209
Outils, réparations et frais divers.....	200
Frais spéciaux de la campagne.....	4,817 fr. 975

Soit par tonne de minerais riches, de noyaux et de cément, dont le mélange correspond aux minerais grillés traités pour matte dans d'autres usines ;

Charbon.....	0t,313.....	17 fr.	920
Fabrication de la brasque.....		0	341
Main-d'œuvre.....	1j,145.....	1	717
Fondant.....	0t,190.....	0	950
Outils, réparations et frais divers.....		0	910
Frais spéciaux.....		21 fr.	838

Pour rapporter les frais à la tonne de minerais mis en traitement, il faut multiplier ces nombres par le coefficient $\frac{2661.52}{15320}=0,173$, ou bien ceux relatifs à la campagne entière par le coefficient 0,00078.

Charbon.....	0t,054.....	3 fr.	091
Fabrication de la brasque.....		0	059
Main-d'œuvre.....	0j,198.....	0	297
Fondant.....	0t,033.....	0	165
Outils, réparations et frais divers.....		0	157
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.....		3 fr.	769

La tonne de minerais produit 0t,073 de matte tenant en moyenne 25 pour 100 de cuivre.

Dans les tableaux précédents, les nombres relatifs à la consommation de charbon comprennent : le combustible employé pour l'allumage et pour la fonte, et le charbon pulvérisé avec le grès rouge pour la composition de la brasque.

Grillage des mattes.

Les mattes cassées au marteau, en morceaux assez petits, sont grillées en cases et à cinq feux successifs.

Pour le premier feu, l'aire est couverte par une couche de menus déjà grillés, épaisse de 0m,10 à 0m,12. Au-dessus on étend le combustible, mélange de tourbe et de menus bois; on charge ensuite 10 tonnes de matte, en ayant soin de mettre les plus gros morceaux à la partie

inférieure; le tas est fermé sur le devant de la case par des plaquettes de matte, disposées de manière que l'air extérieur puisse pénétrer plus facilement à la partie inférieure. On allume le combustible, et, quand il est bien en feu, on recouvre le tas d'une couche de menus, de $0^m,15$ à $0^m,18$ d'épaisseur; on laisse le grillage se faire lentement; il est terminé en quatre jours.

On défait alors le tas pour en reformer un second avec les morceaux, en employant les menus pour l'aire et la couverte.

Au troisième feu, la proportion de soufre contenue dans la matte est très-faible; on doit mettre une certaine quantité de charbon de bois avec la tourbe et le bois, afin d'échauffer davantage toute la charge au commencement de l'opération; la même précaution est nécessaire pour les deux derniers feux; mais, en outre, on doit diviser la hauteur du tas par deux couches de menus bois et de charbon, qui, par leur combustion successive, servent à porter la matte immédiatement supérieure à la température nécessaire pour que l'oxydation puisse avoir lieu.

Ce mode de grillage en cases ressemble beaucoup à celui que j'ai décrit pour l'usine de Boston; les réactions chimiques sont les mêmes, avec cette différence cependant que l'air n'arrive pas aussi régulièrement dans toutes les parties du tas; il est en excès dans certains points, dans d'autres, au contraire, il ne pénètre pas en quantité suffisante. Dans les premiers feux, il y a quelquefois fusion de la matte sur le devant du tas, tandis que les morceaux du fond de la case sont retirés à peu près tels qu'on les avait chargés.

Cette irrégularité dans l'admission de l'air est un inconvénient grave; on est obligé de multiplier le nombre des feux, ce qui augmente la dépense en main-d'œuvre et en combustible; le produit définitif obtenu n'est pas

régulièrement oxydé, et l'arsenic n'est pas aussi complétement expulsé qu'il pourrait l'être. Au point de vue de l'économie aussi bien que pour l'oxydation régulière et la purification de la matte, le procédé de grillage en cases fermées et sur des grilles, adopté à Boston, est bien supérieur à celui d'Agordo.

Le hangar affecté au grillage des mattes renferme 24 cases disposées sur deux rangées parallèles adossées aux longs côtés du bâtiment; vingt cases servent pour les mattes de la première fonte, les quatre autres sont employées pour les mattes de la fonte pour cuivre noir.

Pour les 1132t,50 de premières mattes produites dans l'année, on a brûlé :

Charbon de bois.....	96t,25
Tourbe.....	21 ,51
Bois.....	220 ,74
	338t,50

Les transports et toutes les manipulations relatives au grillage des mattes sont faits par 12 ouvriers payés à la tâche, en raison du nombre de feux. Ils peuvent gagner en moyenne 1 fr. 50 c. par journée.

Frais de grillage. — Il est facile d'établir d'après ces nombres les frais spéciaux du grillage par tonne de matte, grillée à cinq feux.

Charbon.....	0t,085 à 57 fr. 25 c.....	4 fr.	866
Tourbe.....	0 ,019 à 12 20	0	232
Bois.....	0 ,195 à 10 00	1	950
Main-d'œuvre.....	3j,18 à 1 50	4	770
Outils et frais divers.....		0	500
Frais spéciaux du grillage.....		12 fr.	318

Pour rapporter ces frais à la tonne de minerais, il faut multiplier les chiffres qui précèdent par 0,073 coeffi-

cient, qui représente la proportion dans laquelle la matte est obtenue.

Charbon	0t,0062	0 fr. 355
Tourbe	0 ,0014	0 017
Bois	0 ,0142	0 142
Main-d'œuvre	0t,232	0 348
Outils et frais divers		0 056
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais		0 fr. 898

Les mattes grillées ne sont pas pesées, on admet qu'elles ne changent pas notablement de poids par l'oxydation; les lits de fusion de la fonte pour cuivre noir sont calculés d'après le poids des mattes avant grillage.

Fonte pour cuivre noir.

Les mattes grillées contiennent une énorme proportion de peroxyde de fer, et ne renferment plus que très-peu de soufre combiné avec les métaux; on les fond au demi-haut fourneau, dont j'ai indiqué précédemment la disposition spéciale, en ajoutant comme fondants une certaine proportion de scories de la première fonte, et du grès rouge, en petits fragments. On passe dans la même opération les scories riches du raffinage, les débris de fours, et généralement tous les résidus cuivreux qui ne contiennent pas une proportion sensible d'arsenic. La fonte donne une certaine quantité de matte riche, qui est grillée à trois feux et repassée dans les lits de fusion.

On a fondu dans l'année 1853 :

Mattes grillées de la première fonte, 1132t,50;

Mattes riches grillées, 262 tonnes, contenant, d'après les essais, 440t,50 de cuivre.

La composition moyenne des lits de fusion a été la suivante :

Mattes grillées de la première fonte	1 tonne.
Mattes riches grillées à trois feux	0t,230
Fumées, résidus cuivreux divers	0 ,045
Scories riches	0 ,065
Scories de la première fonte	0 ,225
Grès rouge, grossièrement pulvérisé	0 ,220
Poids du lit de fusion	1t,805

En comparant ces nombres à ceux donnés pour la première fonte, on voit qu'on doit passer une proportion bien plus grande de matières siliceuses, en raison de la plus grande quantité de peroxyde de fer contenu dans les mattes, et de leur faible teneur en soufre après grillage. On veut obtenir du cuivre noir assez peu ferreux pour pouvoir être affiné, en ne produisant qu'une petite quantité de matte : on doit donc chercher à scorifier l'oxyde de fer le plus promptement possible, pour le préserver d'une réduction trop complète.

L'inclinaison de la warme et de la poitrine au-dessus de la tuyère, à laquelle une longue expérience a conduit les fondeurs d'Agordo, résulte de la même condition, de ménager le pouvoir réductif dans les parties supérieures du fourneau jusqu'au moment où les scories chargées peuvent entrer en fusion et absorber le protoxyde de fer. Les gaz réductifs suivent en grande partie la poitrine, contre laquelle le charbon ne peut pas être pressé, tandis que les matières du lit de fusion descendent en s'appuyant contre la warme, assez fortement tassées pour s'opposer à la pénétration trop facile des gaz qui s'élèvent dans le fourneau.

On réalise, par la disposition adoptée pour les demi-hauts fourneaux, la condition essentielle à l'achèvement des réactions qu'on veut produire ; les matières du lit de fusion sont maintenues pendant longtemps à une température modérée, en présence d'une action réductive faible. L'acide arsénique contenu dans les charges peut être réduit partiellement ; l'oxyde de cuivre des mattes et fumées est presque complétement amené à l'état métallique, tandis que le peroxyde de fer est réduit seulement à l'état de protoxyde.

Cette perfection des réactions utiles est obtenue aux dépens de la consommation de combustible, car il est

évident qu'en utilisant seulement une partie du pouvoir réductif, on perd en même temps une grande partie de la chaleur produite.

Plusieurs fois déjà on a cherché à économiser le charbon, en modifiant la forme et la hauteur du fourneau, mais on a toujours été ramené au demi-haut fourneau à parois inclinées, par l'impureté du cuivre noir obtenu dans des appareils différents. Dans la nouvelle usine, le troisième haut fourneau était destiné à la fonte pour cuivre noir, mais il a donné du cuivre tellement ferreux que son affinage était impossible; on a dû revenir aux anciens fours.

Avec un lit de fusion aussi chargé d'oxyde de fer, avec la condition de produire des scories contenant le protoxyde de fer comme seule base, et du cuivre noir assez pur, il paraît impossible de trouver une disposition de four plus convenable que celle de l'ancien demi-haut fourneau; à cet égard, les conclusions théoriques, déduites de l'étude sérieuse des réactions qui ont lieu pendant la fonte, sont parfaitement d'accord avec les résultats pratiques: la pureté du cuivre noir obtenu doit être le but principal de l'opération, puisque l'excès de consommation de charbon se trouve multiplié par 0,073, c'est-à-dire devient très-faible, quand on rapporte les frais de traitement à la tonne de minerais; ensuite, et principalement, les difficultés de l'affinage d'un cuivre noir trop impur et trop chargé de fer coûteraient bien plus cher que cet excès de consommation,

Je n'ai pas besoin de revenir sur les réactions chimiques de la fonte pour cuivre noir, que j'ai détaillées longuement dans la description générale de la méthode allemande. Les explications que je viens de présenter me paraissent suffisantes pour faire comprendre les avantages du fourneau à parois inclinées, que je n'ai vu en-

core qu'à l'usine d'Agordo. Il ne convient certainement pas pour tous les minerais, mais il semble parfaitement adapté à la nature des mattes qui doivent être fondues dans l'usine que je décris maintenant.

Personnel. — La conduite d'un demi-haut fourneau exige 6 ouvriers, qui se relayent par postes de douze heures. Un maître fondeur dirige le travail pour les deux fourneaux de l'usine.

Description d'une campagne. — Après la réparation du fourneau la mise en feu est faite avec les précautions ordinaires; on laisse la brasque et les constructions intérieures sécher lentement à l'air pendant plusieurs jours; on fait ensuite du feu dans le creuset avec du charbon, et on élève progressivement le niveau du combustible, qui doit être à 1 mètre au-dessus de la tuyère douze heures après la mise en feu. On charge alors quelques quintaux de scories contre la warme et on donne le vent. Quand les scories arrivent en fusion devant la tuyère, on cherche à former le nez, on ne commence à charger les matières du lit de fusion et à remplir le fourneau jusqu'au gueulard que quand le nez a pris la consistance et les dimensions convenables; on compte un jour entier pour la mise en feu, et on brûle 2t,25 de charbon.

A partir du moment où le nez a été bien formé, on charge les matières du lit de fusion, et on diminue progressivement la proportion du charbon jeté contre la poitrine, jusqu'à ce que le fourneau ait atteint sa température normale, ce qui arrive vers la fin du second jour : on passe alors en vingt-quatre heures de 9 à 10 tonnes de lits de fusion, en brûlant de 3t,8 à 4 tonnes de charbon.

Les parois du four, au niveau de la tuyère, sont assez rapidement rongées par les matières ferrugineuses; la capacité intérieure devient bientôt trop grande pour que

les produits, cuivre noir, matte et scories, conservent leur fluidité dans le creuset très-profond ; la consommation de charbon augmente notablement à partir du huitième jour, et vers le dixième, ou vers le douzième au plus tard, il devient impossible d'obtenir le degré convenable de fluidité ; on doit mettre hors feu.

Quelquefois aussi des dépôts ferrugineux ou des engorgements viennent déranger l'allure de la fonte, et diminuer la durée de la campagne.

La durée moyenne des campagnes faites en 1853 a été de dix jours, et le poids des lits de fusion fondus pendant ce temps a été de 92 tonnes.

Pendant l'activité du travail les scories coulent par-dessus la brasque de l'avant-creuset dans les bassins extérieurs, qu'elles servent à sécher et chauffer ; à des intervalles réguliers, deux fois par poste, on fait couler dans un des deux bassins les matières fondues contenues dans le creuset. Après la coulée, on nettoie aussi bien que possible le fond du creuset, on fait descendre le charbon sous la poitrine, on ferme l'avant-creuset, et on continue la fonte.

Les chargements au gueulard sont faits presque régulièrement, à des intervalles de vingt à vingt-cinq minutes : le charbon est jeté contre la poitrine, et le lit de fusion contre la warme ; la proportion du charbon, et celle des scories dans les lits de fusion, sont indiquées par le maître fondeur d'après l'aspect des scories, l'état du nez et la fluidité des matières sorties du creuset à la dernière coulée.

Dans le bassin extérieur se trouvent : le cuivre noir, la matte et une certaine quantité de scories ; ces matières doivent être assez fluides pour se séparer nettement ; c'est en vue d'une séparation plus complète qu'on échauffe chaque bassin, en y recevant, pendant trois ou quatre

heures avant la coulée, les scories qui passent par-dessus la brasque de l'avant-creuset.

La scorie est enlevée d'une seule pièce, dès qu'elle est entièrement solidifiée; la matte est enlevée par rondelles, de $0^m,01$ à $0^m,02$ d'épaisseur; le cuivre noir est puisé à la cuiller et versé dans des lingotières en fonte.

La scorie est un silicate de protoxyde de fer, contenant de 38 à 40 pour 100 de silice; elle renferme en outre un peu d'oxyde de zinc et une proportion variable d'oxydule de cuivre; celle qui coule par-dessus la brasque de l'avant-creuset ne renferme qu'une petite quantité de grenailles très-fines, sa teneur en cuivre ne dépasse pas ordinairement 2 pour 100. Elle est passée en totalité dans la fonte pour matte. La scorie qui est reçue dans les bassins extérieurs, en même temps que la matte et le cuivre noir, contient une proportion plus forte de grenailles de toutes dimensions; sa teneur en cuivre est très-variable et ne saurait être déterminée avec exactitude: cette scorie est cassée au marteau devant le four et repassée de suite dans les lits de fusion.

La matte est d'une couleur grise, peu homogène, et présente dans certains points des grains de cuivre métallique: elle est assez bulleuse et moins fluide que la première matte. Sa teneur en cuivre varie de 60 à 65 pour 100; elle contient de 8 à 12 pour 100 de fer, et ne renferme pas d'arsenic en quantité appréciable à l'analyse. On ne doit pas être étonné de sa pureté, puisque la même fonte donne du cuivre noir en poids supérieur à celui de la matte. L'arsenic contenu dans les matières des lits de fusion est expulsé en partie dans le haut du fourneau; ce qui reste passe presque en entier dans le cuivre noir.

La matte est grillée à trois feux dans des cases, et revient ensuite à la fonte pour cuivre noir. Elle est obtenue

dans la proportion de 0,20 à 0,25 de la matte de la première fonte, ou dans le rapport de 0,0168 de matte riche pour 1 de minerais mis en traitement.

Le cuivre noir est assez pur et contient de 92 à 94 pour 100 de cuivre; il renferme du soufre et du fer à peu près en quantités égales, et des traces encore notables d'arsenic. Les lingots présentent à la cassure une couleur un peu plus jaunâtre que celle du cuivre pur : leur texture est grenue et un peu bulleuse. Il est obtenu dans la proportion, à peu près constante, de 0,26 de la première matte, ou dans le rapport de 0,0191 de cuivre noir pour 1 de minerais mis en traitement.

Je citerai comme exemple les résultats obtenus dans une campagne de dix jours, qui représente assez bien le travail de l'année entière.

On a fondu : 90 tonnes de lits de fusion, renfermant, en nombres ronds, 50 tonnes de premières mattes grillées; et 11t,50 de mattes riches.

On a produit : 11t,60 de mattes riches, et 13t,10 de cuivre noir, en consommant :

Charbon pour l'allumage.....	4 tonnes.
— pour la fonte.....	25t,56
— pour les brasques....	5,20
	34t,76

Dans l'année entière on a produit 292t,50 de cuivre noir, et 261t tonnes de mattes riches, en vingt-deux campagnes.

Le grillage en cases à trois feux occupe 2 ouvriers; on a brûlé dans l'année entière :

Charbon.....	23t,50
Bois.....	32,20

Considérations économiques. — Je rapporterai les frais spéciaux de la fonte pour cuivre noir à la tonne de premières mattes, et ensuite à la tonne de minerais, en pre-

nant comme exemple la campagne de dix jours, dont j'ai précédemment donné les résultats. Pour la campagne, les frais spéciaux ont été :

Charbon de bois.....	34,76 à 57 fr. 25 c...	1990 fr.	10 c.
Fondant, grès rouge.....	11,00 à 5 00 ...	55	00
Fabrication de la brasque et grès employé.....		75	00
Main-d'œuvre et contre-maître. 70 journées à 1 fr. 50 c. et 2 fr. 50 c.....		115	00
Outils, réparations et frais divers.....		150	00
Frais spéciaux de la campagne.....		2385 fr.	10 c.

On a fondu par vingt-quatre heures, en moyenne, 9 tonnes des lits de fusion, en brûlant ou employant pour les brasques 3t,476 de charbon, soit 0,386 de charbon pour 1 de matières fondues.

Frais spéciaux rapportés à la tonne de premières mattes grillées, passées dans la fonte pour cuivre noir :

Charbon.....	0t,695.....	39 fr.	80 c.
Fondant.....	0,220.....	1	10
Fabrication de la brasque.....		1	50
Main-d'œuvre, 11,40.....		2	30
Outils, réparations et frais divers.....		3	00
Frais spéciaux.....		47 fr.	70 c.

L'énorme dépense en charbon provient de deux causes : d'abord, les campagnes étant très-courtes, le combustible employé pour la mise en feu, et le charbon qui sert pour la confection de la brasque, deviennent une fraction très-notable de la dépense totale ; en second lieu, la chaleur produite devant la tuyère n'étant que partiellement utilisée dans le fourneau, on brûle réellement une proportion très-forte de combustible ; cette proportion est de 0,51 de charbon pour 1 de premières mattes, ou 0,284 de charbon pour 1 de matières fondues.

A ces nombres, il faut ajouter les frais de grillage en

cases et à trois feux de 0t,23 de mattes riches, qui reviennent dans les lits de fusion de la fonte pour cuivre noir. Ces frais sont les suivants :

Bois.....	0t,046 à 10 fr. 00 c.....	0 fr.	460
Charbon.....	0,0207 à 57 25.....	1	185
Main-d'œuvre..	0t,529 à 1 50.....	0	793
		2 fr.	438

Pour rapporter les frais à la tonne de minerais, il faut les multiplier par le coefficient 0,073.

Frais spéciaux de la fonte pour cuivre noir, rapportés à la tonne de minerais :

Charbon.....	0t,0507.....	2 fr.	905
Fondant.....	0,016.....	0	080
Fabrication de la brasque.....		0	109
Main-d'œuvre.....	0t,102.....	0	168
Outils, réparations et frais divers.....		0	219
Frais spéciaux de la fonte.....		3 fr.	481

Frais de grillage de 0t,0168 de mattes riches :

Bois.....	0t,0034.....	0 fr.	034
Charbon.....	0,0015.....	0	086
Main-d'œuvre.....	0t,0390.....	0	059
		0 fr.	179

Cuivre noir produit. 0t,0191

Affinage et raffinage du cuivre noir.

Le cuivre noir est affiné au petit foyer, suivant la méthode générale que j'ai précédemment exposée; l'affinage donne des rosettes assez pures, suffisamment exemptes d'arsenic pour qu'on puisse en livrer une grande partie au commerce.

On n'a besoin de soumettre au raffinage (également au petit foyer) qu'une faible quantité des rosettes de l'affinage. Je crois devoir calculer les frais des deux opé-

rations, en supposant que la totalité du cuivre noir est soumise à l'affinage et ensuite au raffinage. Sans cela, il serait difficile de présenter la somme des frais qu'entraîne la méthode complète, et de les comparer avec ceux des autres usines, qui produisent le cuivre en lingots.

Affinage. — Deux petits foyers, placés à côté l'un de l'autre, servent à l'affinage. Les opérations ne sont pas commencées en même temps dans les deux foyers; on n'a pas besoin d'une soufflerie très-forte, puisque pendant une grande partie de la journée elle ne lance le vent que par une seule buse.

Le personnel se compose de 2 affineurs, de 2 aides et de 1 manœuvre; on ne travaille que pendant le jour, parce que les ouvriers ne pourraient pas juger convenablement à la lumière la couleur des essais, indiquant l'état chimique du cuivre, aux diverses phases de l'affinage. Ces ouvriers sont payés à l'entreprise et gagnent de 1 fr. 50 c. à 2 fr. 50 c. dans leur journée.

Opération. — La sole doit être refaite très-fréquemment, presque tous les jours; elle est en brasque, composée de grès rouge mélangé avec du charbon de bois, dans la proportion de 3 parties de grès pour 1 partie de charbon. Au fond du foyer on place des charbons allumés, puis la moitié de la charge de cuivre, soit 210 kilogrammes; on recouvre le tout d'une hauteur assez grande, $0^m,25$ à $0^m,30$, de charbon noir, maintenu latéralement par deux plaques de tôle, et on donne le vent. La buse est inclinée à 12 ou 15 degrés au plus; elle doit lancer l'air directement sur les lingots, dont l'extrémité ne doit pas être à plus de $0^m,15$ de l'œil de la buse.

Le cuivre entre assez promptement en fusion, et les gouttelettes tombent dans le fond du bassin, en traversant une atmosphère oxydante; les ouvriers doivent remplacer le charbon, à mesure qu'il s'affaisse, pousser les

lingots vers la buse, de manière que l'extrémité en soit toujours à peu près à la même distance, et compléter progressivement la charge de 416 kilogrammes de cuivre noir sur laquelle on opère l'affinage.

La mise en feu, le chargement et la fusion durent environ une heure et demie.

Quand toute la charge est fondue, on incline la buse de manière à faire plonger le vent vers le milieu du métal en fusion ; on écarte un peu les charbons, afin que la combustion soit assez active pour maintenir le cuivre à une température suffisamment élevée, en évitant l'action réductive énergique que produirait le contact trop intime du combustible. L'oxydule de cuivre, en se dissolvant dans le métal, détermine l'oxydation du fer ; il se produit des crasses ou scories qu'on enlève à mesure qu'on les voit nager à la surface du bain. La fin de l'affinage est indiquée par un bouillonnement assez fort, dû au dégagement de l'acide sulfureux. Cette période d'oxydation, la seconde de l'affinage, dure environ une heure.

Après le bouillonnement l'affineur prend des essais et cherche à constater la présence de l'oxydule dans le cuivre fondu. Il préside à l'enlèvement des rosettes dès que ce point est atteint. Il faut bien remarquer que le moment auquel commence l'enlèvement des rosettes n'est pas le même, quand elles doivent être vendues et quand elles doivent être soumises au raffinage. Dans le premier cas, on doit chercher à laisser dans le cuivre le moins possible d'oxydule ; il faut seulement que la couleur rouge des rosettes, à la surface et à la cassure, soient pour les acheteurs une preuve suffisante de la purification du métal. Dans le second cas, un petit excès d'oxydule n'a pas de grave inconvénient, et sa présence est seulement pour l'affineur une preuve plus certaine que la totalité du fer et du soufre a été oxydée.

Pour enlever les rosettes, on dégage toute la surface du bain, on laisse refroidir pendant huit à dix minutes, et on projette un peu d'eau à la surface. Dès que le bouillonnement de l'eau a cessé, on soulève avec des ringards la plaquette solidifiée, et on la jette dans un grand bassin plein d'eau, placé devant le foyer. On lance une nouvelle quantité d'eau et on continue jusqu'à ce que toute la charge soit enlevée.

On procède immédiatement à la réparation de la brasque et ensuite à un nouveau chargement.

Les rosettes sont retirées du bassin par le manœuvre et transportées, soit au magasin, quand elles doivent être vendues, soit au foyer de raffinage, dans le cas contraire.

On peut compter une heure pour la prise des essais et l'enlèvement des rosettes, et une demi-heure pour les réparations au foyer; le vent est interrompu dès que la purification du cuivre est complète, c'est-à-dire à la fin de la prise des essais : à cet instant la fusion de la charge doit commencer dans le second foyer. L'opération entière exige à peu près quatre heures; on en fait trois dans la journée et dans chaque foyer.

On peut donc affiner par jour 2,496 kilogrammes de cuivre noir; on produit en moyenne 1,950 kilogrammes de rosettes, soit 0,78 pour 1 de cuivre noir. On obtient en outre de 0t,50 à 0t,55 de crasses et de scories riches, qui sont passées dans la fonte pour matte.

Considérations économiques. — On brûle dans les deux foyers 1t,56 de charbon par jour. L'affinage de 292t,50 de cuivre noir a exigé 118 journées de travail et :

Charbon.....	185 tonnes à 57 fr. 25 c.....	10,591 fr.	25 c.
Brasque.....		750	00
Main-d'œuvre.....	590 journées à 2 fr. 20 c.....	1,300	00
Outils, réparations et frais divers.....		250	00
Frais spéciaux d'affinage.....		12,891 fr.	25 c.

On a produit dans l'année 228k,55 de cuivre en rosettes, soit 0,0149 de cuivre pour 1 de minerais traités.

Les frais spéciaux de l'affinage rapportés à la tonne de cuivre noir sont les suivants :

Charbon	0k,632	36 fr.	482
Brasque		2	564
Main-d'œuvre	2j,018	4	444
Outils, réparations et frais divers		0	854
Frais spéciaux par tonne de cuivre noir		44 fr.	044

Rendement en cuivre rosette. 0k,780.

Pour rapporter les frais d'affinage à la tonne de minerais, il faut multiplier ces nombres par le coefficient 0,0191, qui représente la proportion dans laquelle le cuivre noir est obtenu.

Charbon	0k,012	0 fr.	687
Brasque		0	049
Main-d'œuvre	0j,0585	0	085
Outils, réparations et frais divers		0	016
Frais spéciaux par tonne de minerais		0 fr.	837

Rendement en cuivre rosette.. 0k,0149.

Raffinage. — L'opération est conduite, comme je l'ai indiqué en décrivant la méthode de Perm : je n'ai pas besoin d'en reproduire les détails. La charge est de 420 kilogrammes de cuivre affiné; on la fait fondre lentement en dehors de l'action oxydante du vent : quand le métal est fondu, on prend des essais pour constater son état chimique. On fait agir ensuite, soit le vent, soit le charbon, jusqu'à ce qu'on arrive à n'avoir dans le métal qu'une quantité très-faible, presque inappréciable d'oxydule ; on procède alors rapidement à la coulée et au moulage en lingots [1].

[1] On conçoit que le raffinage dans un foyer séparé n'a aucune raison

Le raffinage donne deux produits : les crasses riches en cuivre, qui sont passées dans les lits de fusion de la fonte pour cuivre noir ; le cuivre moulé en lingots. Le cuivre raffiné est obtenu dans la proportion de 0,947 pour 1 de cuivre affiné, soit 0,0141 de métal en lingots pour 1 de minerais traités.

Considérations économiques. — Dans deux petits foyers, affectés au raffinage, on fait par jour six opérations : de 2t,520 de rosettes on retire 2t,386 de lingots, en consommant 1t,50 de charbon. Les opérations occupent 5 ouvriers ; 2 affineurs, 2 aides et 1 manœuvre : ils peuvent gagner dans leur journée de 1 fr. 50 c. à 2 fr. 50 c.

Les frais spéciaux du raffinage, rapportés à la tonne de cuivre affiné sont les suivants :

Charbon.....	0t,516 à 57 fr. 25 c.....	29 fr.	541
Brasque.....		2	00
Main-d'œuvre....	2 journées à 2 fr. 20 c.....	4	400
Outils, réparations et frais divers.....		0	750
Frais spéciaux du raffinage.....		36 fr.	691

Rendement en lingots... 0,947.

Si la totalité du cuivre affiné était soumise au raffinage, l'usine produirait 216t,45 de cuivre en lingots et malléable.

Pour rapporter les frais à la tonne de minerais, il faut

d'être fait quand l'usine peut vendre aisément les rosettes. Le but du raffinage est d'amener le cuivre à l'état malléable en débarrassant le métal de l'oxydule, produit en plus ou moins forte proportion pendant l'affinage, et en arrêtant la réduction avant qu'il ne puisse se former du carbure. Il évite à l'acheteur une seconde fusion, toujours nécessaire pour les rosettes. Si donc on peut vendre les rosettes, on n'a besoin que de l'affinage ; on doit seulement avoir soin de réduire partiellement l'oxydule quand la purification est terminée, et de refondre dans une opération suivante les rosettes dont la surface n'est pas bien propre, ou présente des taches jaunâtres caractéristiques de l'arsenic.

multiplier les nombres précédents par le coefficient 0,0149.

Charbon.....	0t,0077.....	0 fr. 440
Brasque.....		0 030
Main-d'œuvre.....	0j,030.....	0 066
Outils, réparations et frais divers.....		0 011
Frais spéciaux de raffinage.....		0 fr. 547

Je donnerai maintenant le résumé des frais spéciaux des diverses opérations, rapportés à la tonne de minerais traités, en laissant de côté les dépenses nécessitées par la purification du soufre, par la cristallisation et l'emballage du sulfate de fer. Ces deux produits augmentent les bénéfices réalisés par l'usine; il faut en tenir compte quand on veut connaître la situation plus ou moins avantageuse des établissements d'Agordo. Mais je m'occupe ici seulement de la méthode de traitement des minerais de cuivre; les dépenses qui se rapportent exclusivement à la préparation des produits secondaires ne doivent pas être confondues avec les frais spéciaux d'extraction du métal.

Main-d'œuvre.....	4j,3665.....	4 fr. 735
Charbon.....	0t,1621.....	9 281
Bois.....	0,0416.....	0 428
Tourbe.....	0,0284.....	0 346
Fondant.....	0,049.....	0 245
Fonte.....	0,027.....	6 048
Frais divers, fabrication de la brasque, outils, réparations.....		1 081
Frais spéciaux du traitement.....		22 fr. 164

Rendement en cuivre raffiné.. 0t,0141.

En retranchant de ces frais ceux du raffinage, 0 fr. 547, il reste 21 fr. 617 pour les frais de traitement de la tonne

de minerais, l'usine fabriquant seulement les rosettes, le rendement étant alors 0,0149.

Il importe de remarquer la faible consommation de combustible, 0t,2321 de charbon, bois et tourbe; elle résulte de l'emploi de la voie humide, qui permet de concentrer dans le cément le cuivre contenu dans la majeure partie des minerais. L'économie de combustible est d'ailleurs compensée par la dépense en fonte et en main-d'œuvre; le cassage et le triage des minerais grillés exigent à eux seuls 2j,42 de main-d'œuvre.

Frais généraux. Prix de revient.

Les frais généraux des mines et des usines d'Agordo sont très-peu élevés; ils sont bien inférieurs à ceux qui pèseraient sur une entreprise particulière dans les conditions les plus ordinaires de la constitution des sociétés actuelles. Les exploitations sont en activité depuis un temps assez long pour que le capital engagé soit considéré comme entièrement amorti. La direction par les agents du gouvernement diminue singulièrement les frais généraux.

On ne doit donc chercher à établir aucune comparaison entre les frais généraux d'Agordo et ceux des usines que j'ai décrites jusqu'ici. On ne doit pas non plus prendre ces frais comme base pour calculer le prix de revient du cuivre dans une entreprise établie dans des conditions différentes. Je ne citerai que comme renseignements utiles les chiffres relatifs aux frais généraux et aux frais d'exploitation des minerais.

Les frais d'extraction et de transport des minerais à l'usine sont évalués à 9 fr. 50 c. par tonne : les frais d'administration, de réparations, de bureau, etc., qui peuvent être compris sous le titre de frais généraux, s'élèvent à environ 6 francs par tonne de minerais.

On a donc pour la somme des frais de toute nature,

relatifs à 1 tonne de minerais, les nombres suivants :

Frais d'exploitation.....	9 fr.	500
Frais de traitement.....	21	617
Frais généraux.....	6	
Total.....	37 fr.	117

On produit 0t,0149 de cuivre rosette, dont le prix de vente est assez variable, mais ne dépasse pas ordinairement 40 francs. Il reste, pour le bénéfice réalisé sur le cuivre retiré d'une tonne de minerais, 2 fr. 883.

Le prix de revient de la tonne de cuivre en rosettes est de 2,490 francs, dont le détail est le suivant :

Frais d'exploitation.....	637 fr.	50 c.
Frais de traitement.....	1,444	
Frais généraux.....	408	50
Prix de revient.....	2,490 francs.	

Aux bénéfices que peut produire la vente du cuivre viennent s'ajouter ceux qui proviennent du soufre et du sulfate de fer.

On peut donc considérer comme un fait bien démontré par une longue expérience, que des minerais rendant moins de 1 1/2 pour 100 peuvent être traités avec avantage dans les conditions spéciales de l'usine d'Agordo. Il n'en serait pas toujours ainsi dans des circonstances différentes; les nombres que j'ai cités permettent de calculer les frais de traitement des minerais analogues dans les divers pays où ces minerais sont connus, et, par suite, d'évaluer la teneur minima à laquelle l'exploitation et l'application de la méthode d'Agordo peuvent être faites avec avantage.

CHAPITRE V.

TRAITEMENT DES MINERAIS PAUVRES ET ARGENTIFÈRES DANS LE MANSFELD[1].

Les mines et les usines des différents districts du Mansfeld appartenaient autrefois à plusieurs Sociétés différentes; elles sont réunies, depuis un grand nombre d'années, dans les mains d'une seule Compagnie puissante, qui possède en même temps une vaste étendue de forêts. L'administration actuelle a cherché à utiliser le mieux possible les usines déjà construites et les bois dont elle est propriétaire : elle a donné au traitement métallurgique l'économie et la bonne direction qui peut-être lui manquaient autrefois. Elle a introduit dans la construction des fours, dans la conduite des opérations, et surtout dans l'extraction de l'argent, des perfectionnements d'une grande importance. Situation générale.

Quand on étudie la métallurgie au Mansfeld, on ne doit pas perdre de vue que les propriétaires actuels des mines et des usines ont eu, et même ont encore, l'obligation d'utiliser les constructions faites avant eux, et de ne les modifier que progressivement sans interrompre la production.

Les minerais sont exploités dans plusieurs districts : Sangerhausen, Mansfeld, Eisleben, Hœttstedt et Friedburg : les usines sont établies à proximité des principa-

[1] Les renseignements que je donne sur la méthode du Mansfeld sont tirés en partie du mémoire publié en 1851 dans les *Annales des mines*, par M. l'ingénieur Lan, et se rapportent à l'année 1850. Depuis cette époque, des modifications importantes ont encore été faites à différentes parties du traitement.

les exploitations. Huit d'entre elles servent seulement à la fonte des minerais pour mattes; ce sont : l'usine de Sangerhausen, auprès de la ville du même nom; Kreuz, Silber et Katharinenhütte, près de la ville de Mansfeld; Oberhütte et Mittelhütte, près d'Eisleben; Kupferkammerhütte, près Hœttstedt; et Friedburgerhütte, près de Friedburg.

Les mattes, dans lesquelles sont concentrés le cuivre et l'argent des minerais, sont envoyées à l'usine de Gottesbelohnùng, où se font l'extraction de l'argent et la fonte pour cuivre noir des résidus de cette opération. Le cuivre noir est transporté à l'usine dite Saigerhütte, peu distante de la précédente, et dans laquelle se fait l'affinage au petit foyer.

Minerais. Les minerais exploités dans le Mansfeld sont des cuivres pyriteux, panachés ou sulfurés, mélangés avec une proportion variable, mais généralement assez faible, de blende, de galène, de pyrite de fer, de pyrite arsenicale, de minéraux du cobalt et du nickel. Ces substances métalliques sont disséminées en mouches ou en veinules irrégulières, dans une couche de schistes bitumineux, comprise entre des bancs de grès et des calcaires compactes.

En plusieurs points les grès du mur et les calcaires du toit sont imprégnés de minerais et peuvent être exploités avec avantage.

Les schistes contiennent de 3 à 5 pour 100 de cuivre, et sont toujours plus ou moins argentifères; on peut admettre que leur teneur moyenne s'éloigne peu de 300 grammes d'argent par tonne de schistes préparés pour le traitement métallurgique.

Les minerais quartzeux du mur sont quelquefois plus riches en cuivre, mais toujours très-pauvres en argent : ils rendent à l'essai de 2 à 6, et même jusqu'à 12 pour 100 de cuivre.

Les calcaires du toit contiennent rarement plus de 2 pour 100 de cuivre, et ne sont pas notablement argentifères; on les exploite plutôt comme fondant pour les minerais quartzeux et schisteux que comme de véritables minerais.

Les produits des diverses exploitations présentent des différences assez grandes pour la richesse en cuivre et en argent, pour la proportion des sulfures métalliques, blende, galène, pyrite arsenicale, etc., et pour la nature de la roche dans laquelle les minerais sont disséminés. Ces différences influent notablement sur la marche adoptée dans les huit usines qui font le traitement pour matte. Je ne crois pas devoir décrire en détail toutes les variétés du traitement métallurgique, commandées par les différences de nature des minerais; je ne considérerai que les trois circonstances principales, c'est-à-dire la fonte pour matte des minerais schisteux, celle des minerais très-quartzeux, et enfin celle des minerais impurs, contenant une forte proportion de blende, de galène, de pyrite arsenicale, et des arsénio-sulfures de nickel et de cobalt.

Les six usines établies auprès des villes de Mansfeld, d'Eisleben et de Friedburg traitent ordinairement des minerais schisteux, assez purs et notablement argentifères, qui peuvent être considérés comme les minerais ordinaires du Mansfeld.

L'usine de Sangerhausen reçoit des minerais très-quartzeux, assez purs, c'est-à-dire ne contenant qu'une proportion très-faible de minéraux sulfurés autres que ceux du cuivre, et moins riches en cuivre et en argent que ceux traités dans les autres usines : ce sont des minerais *réfractaires*.

A la Kupferkammerhütte, on traite des minerais très-impurs, contenant une proportion assez forte de blende, de galène, etc. La présence de ces espèces minérales exige

des opérations plus nombreuses que celles reconnues suffisantes dans les autres usines pour la production des mattes argentifères, assez pures pour être soumises à l'extraction de l'argent.

Je citerai les chiffres relatifs à l'année 1850 pour les quantités de minerais livrées aux diverses usines.

Les usines des environs de Mansfeld, d'Eisleben et de Friedburg ont reçu 22,746 tonnes de minerais ordinaires, tenant en moyenne 47 kilogrammes de cuivre et 290 grammes d'argent par tonne.

A l'usine de Sangerhausen les mines ont livré 2,325 tonnes de minerais réfractaires, tenant en moyenne, d'après les essais, 30 kilogrammes de cuivre et 65 grammes d'argent par tonne.

La Kupferkammerhütte a reçu 7,640 tonnes de minerais impurs, dont la teneur moyenne a été de 33 kilogrammes de cuivre et de 130 grammes d'argent par tonne.

La production totale des mines du pays de Mansfeld a été de 32,711 tonnes de minerais contenant, d'après les essais : 1,391 tonnes de cuivre et 6,843 ^{k},91 d'argent ; soit, en moyenne, 42 ^{k},50 de cuivre et 209 grammes d'argent par tonne.

Combustibles. Le pays est couvert de forêts, qui peuvent fournir aux usines le bois et le charbon de bois dont elles ont besoin ; le prix du charbon rendu aux usines varie entre 41 et 43 francs la tonne. Le bois coûte proportionnellement plus cher, en raison de la difficulté des transports ; il revient à 15 francs la tonne. Malgré l'abondance et le bas prix des combustibles végétaux, on emploie une certaine proportion de coke de diverses provenances, d'Angleterre, de Silésie et de Berlin (usines à gaz) : il coûte de 55 à 60 francs la tonne. Le coke anglais est le plus cher, mais paraît convenir mieux que les deux autres aux fourneaux très-élevés, en usage dans le Mansfeld.

L'usine de Sangerhausen est la seule qui fonde exclusivement avec du charbon de bois : son éloignement des voies de communication élèverait beaucoup trop le prix de revient du coke.

Le seul fondant employé dans la fonte pour matte est le spath-fluor, exploité dans plusieurs filons peu distants de Sangerhausen : il coûte de 14 à 16 francs la tonne, suivant l'éloignement des usines et l'état des chemins. Fondant.

Pour la construction des usines et des massifs extérieurs, on trouve sur place d'excellents matériaux ; la couche de grès, inférieure aux schistes, fournit de très-bonnes pierres réfractaires pour les creusets et les soles des fourneaux ; leur prix dépend presque exclusivement des difficultés de la taille. Matériaux divers.

Les briques réfractaires sont fabriquées dans le pays avec des argiles de qualité médiocre ; elles sont à bas prix, mais ne peuvent être employées que pour les cuves des fourneaux ou pour les fours de grillage des mattes.

Les fers pour les armatures et les outils sont à des prix modérés.

Les ouvriers spéciaux gagnent ordinairement 2 francs dans leur journée : presque tous les travaux sont donnés à l'entreprise, et les prix sont calculés de manière que le chiffre que je viens d'indiquer ne soit pas dépassé. La constance dans la nature des minerais livrés à chaque usine permet d'obtenir une grande régularité dans les diverses opérations. Main-d'œuvre.

Les manœuvres à la journée sont payés de 1 fr. 25 c. à 1 fr. 50 c., suivant leur âge et le travail qu'ils ont à exécuter.

Les surveillants et les contre-maîtres reçoivent de 3 francs à 4 francs par jour.

Exposé de la méthode.

La méthode se compose de trois parties bien distinctes : A, fabrication des mattes riches et pures, contenant tout le cuivre et l'argent des minerais ;

B, extraction de l'argent contenu dans les mattes ;

C, traitement pour cuivre rosette des résidus de l'extraction.

A. *Fabrication des mattes.* — Le nombre des opérations que comprend cette première partie du traitement, et les détails de chacune d'entre elles, varient notablement avec la nature des minerais ; je distinguerai seulement, comme je l'ai précédemment indiqué, trois cas principaux :

a, minerais ordinaires ; *a'*, minerais réfractaires ; *a''*, minerais impurs.

a. Les minerais ordinaires, schistes bitumineux mélangés avec une petite quantité des grès du mur et des calcaires du toit, sont soumis à un grillage en grands tas, pour lequel la matière bitumineuse forme le principal combustible. Les sulfures métalliques, disséminés dans les roches, ne sont que faiblement oxydés ; l'opération est bien plus une *calcination* qu'un véritable grillage.

Les minerais grillés sont ensuite fondus pour matte dans un haut fourneau, au coke ou au charbon de bois, avec addition d'une proportion variable de spath-fluor. L'opération ne donne que deux produits principaux : la matte et la scorie. La matte contient ordinairement de 45 à 46 pour 100 de cuivre, et près de 300 grammes d'argent aux 100 kilogrammes : elle est assez pure pour être envoyée directement à l'extraction. La scorie est très-pauvre, on peut la jeter presque en totalité. On ne repasse dans la fonte elle-même que les scories renfermant des grenailles de matte.

a'. Les minerais réfractaires sont traités de la même manière : on ne soumet au grillage que les schistes bitu-

mineux et les minerais calcaires. Dans la fonte pour matte, on doit ajouter une proportion bien plus grande de spath-fluor. La matte obtenue est plus riche en cuivre, mais plus pauvre en argent que celle donnée par le traitement des minerais ordinaires. Elle tient en général 50 pour 100 de cuivre et 120 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

a''. Le traitement des minerais impurs est plus complexe, parce qu'il faut volatiliser ou scorifier la plus grande partie de l'arsenic, du zinc, du plomb, du nickel et du cobalt, dont la présence dans la matte rendrait assez difficile l'extraction de l'argent; il importe également de scorifier une partie du fer contenu dans les pyrites qui accompagnent ces minerais.

Les minerais sont tous grillés en grands tas, et ensuite fondus pour matte, dans un haut fourneau, avec addition de spath-fluor en proportion variable. Cette première fonte donne deux produits principaux, la matte et la scorie.

La matte ne contient pas plus de 35 pour 100 de cuivre; elle renferme une proportion assez forte de soufre et des corps nuisibles à l'extraction de l'argent. La scorie est très-pauvre en cuivre : elle peut être jetée presque en totalité.

La première matte est grillée en cases et à deux feux, et fondue ensuite dans un demi-haut fourneau, avec une certaine quantité des scories siliceuses de la première fonte. On obtient encore deux produits, matte, scorie. La matte est assez riche en cuivre et en argent, et en même temps assez pure pour être soumise à l'extraction. Elle contient ordinairement de 50 à 52 pour 100 de cuivre et 220 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. La scorie doit être passée, au moins en partie, dans la première fonte.

B. *Extraction de l'argent.* — On a successivement essayé plusieurs méthodes pour extraire l'argent des mattes cuivreuses ; aucune n'a encore donné des résultats tout à fait satisfaisants, et cela non-seulement au Mansfeld, mais encore à Freyberg, au Harz, en Hongrie, etc. Je ne m'occuperai pour le moment que des deux méthodes le plus récemment essayées au Mansfeld, celles proposées par M. Augustin et par M. Ziervogel. La première est une heureuse modification du procédé plus anciennement employé, l'amalgamation des mattes ; la seconde est une simplification de la première.

Méthode de M. Augustin. — Les mattes sont pulvérisées sous les pilons d'un bocard, ensuite porphyrisées entre deux meules, et soumises au grillage dans un four à réverbère à deux soles. Sur la sole supérieure on cherche à produire l'oxydation et la sulfatisation des métaux ; sur la sole inférieure la température doit être assez élevée pour produire la décomposition presque complète des sulfates de fer et de cuivre. Vers la fin du grillage, quand on a reconnu par des essais que la décomposition des sulfates est suffisamment avancée, on mélange, dans le four lui-même et sur la sole inférieure, une certaine proportion de chlorure de sodium à la matte chauffée jusqu'au rouge. L'action de ce sel transforme les sulfates en chlorures ; elle est très-rapide, on peut défourner très-peu de temps après avoir introduit le chlorure alcalin.

Les mattes grillées et chlorurées sont soumises à la lixiviation. Elles sont placées dans de grandes cuves en bois dans lesquelles on fait arriver, d'une manière continue, une dissolution chaude et concentrée de chlorure de sodium ; on prolonge son action jusqu'à ce qu'on ait dissous la totalité du chlorure d'argent.

Ces diverses opérations donnent deux produits : les

eaux salées et les résidus imprégnés de la dissolution concentrée de sel. Les eaux salées contiennent en dissolution le chlorure d'argent et des chlorures de tous les métaux que renferment les mattes ; on les fait couler lentement dans des séries de cuves, disposées en cascade et munies de robinets par lesquels on peut régler à volonté la vitesse d'écoulement de chaque cuve dans la suivante. Les premières contiennent du cuivre de cément, qui précipite l'argent à l'état métallique ; les dernières renferment des morceaux de fer ou de fonte qui déterminent la précipitation du cuivre.

Les eaux chargées de protochlorure de fer sont alors conduites dans des bassins peu profonds, dans lesquels l'action de l'air produit la précipitation de la plus grande partie du fer. Les eaux clarifiées sont remontées à l'aide d'une pompe dans une chaudière de concentration.

A certains intervalles, on retire des cuves à précipitation l'argent déposé sur le cuivre et le cuivre précipité par le fer : l'argent doit être purifié et fondu en lingots ; le cuivre est lavé à grande eau : par là on sépare le cuivre en grains du métal très-divisé, et par conséquent trop oxydable, et des sous-sels de fer. Le cément lavé est seul employé pour la précipitation de l'argent ; les boues que laissent déposer les eaux de lavage, conduites dans des bassins, sont traitées pour cuivre en même temps que les résidus de la lixiviation.

Les résidus contenus dans les cuves de dissolution sont lavés à plusieurs reprises, à l'eau chaude, ensuite déposés en tas sur le sol de l'atelier. Quand ils sont un peu séchés, on les transporte à l'atelier du traitement pour cuivre noir. Une partie des eaux de lavage est assez chargée de sel pour être envoyée dans la chaudière de concentration.

Les produits définitifs de l'*extraction* sont donc : l'argent en lingots et des résidus cuivreux, contenant les métaux à l'état d'oxydes.

Méthode de M. Ziervogel. — Cette méthode diffère de la précédente par un point essentiel : on ne transforme pas le sulfate d'argent en chlorure après le grillage ; on cherche à le dissoudre complétement dans l'eau chaude. La série des opérations est la suivante :

Pulvérisation et porphyrisation des mattes :
Grillage dans un four à réverbère à deux soles ;
Dissolution des sulfates dans l'eau chaude ;
Précipitation de l'argent par le cuivre de cément ;
Précipitation du cuivre par le fer ;
Purification et fonte en lingots de l'argent précipité ;
Lavage du cuivre précipité par le fer.

Le cément en grains est employé pour la précipitation de l'argent ; les résidus de la lixiviation et les matières fines, provenant du lavage du cuivre précipité, sont séchés ou plutôt égouttés sur le sol de l'atelier et envoyés au traitement pour cuivre noir.

Les mêmes appareils peuvent servir pour les deux méthodes, excepté la chaudière de concentration des eaux salées et les grands bassins de clarification, qui sont particuliers au procédé d'extraction de M. Augustin.

C. *Traitement pour cuivre rosette.* — Cette dernière partie de la métallurgie du Mansfeld comprend deux opérations :

c, fonte pour cuivre noir des résidus de l'extraction ;
c', affinage du cuivre noir au petit foyer.

La première de ces opérations est faite à l'usine de Gottesbelohnùng ; le cuivre noir est envoyé pour l'affinage à l'usine dite Saigerhütte.

c. Fonte pour cuivre noir. — Les résidus sont mélangés avec une petite proportion d'argile, moulés en briquettes

et séchés complétement, soit à l'air, soit sous le hangar qui recouvre les fourneaux. On les fond dans un demi-haut fourneau avec des matières sulfurantes, sulfate de chaux, pyrites, matte de l'opération elle-même, et avec du sable, employé comme fondant de l'oxyde de fer; on ajoute aux lits de fusion des scories de l'opération et des scories d'affinage.

La fonte donne trois produits principaux : du cuivre noir, de la matte, des scories.

Le cuivre noir est assez pur pour passer directement à l'affinage; la matte est riche en cuivre, mais pauvre en soufre; elle est cassée en morceaux et passée sans grillage dans les lits de fusion. Les scories ne sont pas tout à fait pauvres; elles contiennent une proportion variable, généralement assez faible, d'oxydule de cuivre, et des grenailles de cuivre noir et de matte : les plus riches sont repassées dans la même fonte; les autres doivent être jetées, car leur teneur en cuivre n'est pas assez élevée pour qu'on puisse les transporter aux usines qui traitent les minerais.

c'. Affinage du cuivre noir. — Le cuivre noir est affiné au petit foyer par la méthode ordinaire : on produit seulement des rosettes : les scories et les crasses de l'affinage doivent être transportées à Gottesbelohnùng pour être passées dans la fonte pour cuivre noir [1].

Pour ne pas allonger inutilement la description de la métallurgie au Mansfeld, je ne donnerai pas la disposition des usines elle-même, mais seulement celle des principaux appareils : du haut fourneau employé dans les

Description du matériel.

[1] Depuis plusieurs années on a fait des essais nombreux pour affiner et raffiner le cuivre noir dans un réverbère analogue à ceux du pays de Galles, mais chauffé par des gaz produits dans un générateur. Je n'ai pas de renseignements exacts sur les résultats de ces essais; je me borne donc à mentionner ici les tentatives qui ont été faites.

fontes pour mattes; du demi-haut fourneau, qui sert à la fonte pour cuivre noir; des réverbères à deux soles, dans lesquels on sulfatise et on chlorure les mattes dans les deux procédés de MM. Ziervogel et Augustin; des cuves à lixiviation et à précipitation.

Haut fourneau (pl. IV, fig. 1, 2). — Les fourneaux anciennement employés à la fonte des minerais pour matte sont progressivement remplacés par de véritables hauts fourneaux, disposés comme ceux des usines à fer; je ne décrirai pas les anciens appareils, je donnerai seulement la disposition des hauts fourneaux construits dans les usines qui traitent les minerais ordinaires et réfractaires; ceux qui servent à Kupferkammerhütte, pour les minerais impurs, présentent quelques modifications que je signalerai en décrivant les opérations.

Le vide intérieur se compose de quatre parties : la cuve, les étalages, l'ouvrage et le creuset. La section horizontale des deux premières est circulaire, celle du creuset est trapézoïdale; les parois de l'ouvrage forment le passage gradué des étalages au creuset.

Les dimensions principales sont les suivantes :

Cuve. — Hauteur : $2^m,80$; diamètre : au gueulard, $0^m,78$; au ventre, $1^m,42$.

Etalages : hauteur, $0^m,63$; diamètre inférieur, $0^m,89$;

Ouvrage : hauteur, $0^m,90$;

Creuset : hauteur moyenne, $0^m,70$. La section aux tuyères est un trapèze dont les bases sont : $0^m,80$ et $0^m,66$, et la hauteur $0^m,73$.

Le vent, chauffé dans un appareil spécial, peut être lancé par trois tuyères placées à la même hauteur, sur trois côtés du fourneau. Les tuyères sont à eau et en fonte; les buses sont en tôle, leur diamètre à l'œil est de $0^m,042$.

La cuve est construite en briques réfractaires, l'épais-

seur des parois est de $0^m,30$; toute la partie inférieure du fourneau est en grès; l'épaisseur de l'appareil réfractaire augmente progressivement, depuis le ventre jusqu'aux tuyères, de $0^m,30$ à $0^m,50$ à la warme et aux deux côtés; elle est de $0^m,53$ à la poitrine.

Toute la maçonnerie réfractaire est portée sur une pierre de fond, en grès, dont la surface est inclinée à 10 degrés de la warme à la poitrine.

Elle repose sur un lit épais de scories et celles-ci sur une fondation en maçonnerie.

La poitrine est portée sur une voûte très-surbaissée en grès, dont la clef est élevée de $0^m,55$ au-dessus de la pierre de fond. Le devant du creuset est fermé par une pierre de grès ou *dame*, longue de $0^m,63$, haute de $0^m,45$: elle ne bouche pas complétement l'ouverture comprise entre les pieds-droits et la voûte qui soutient la poitrine, mais laisse aux trois côtés un vide d'environ $0^m,10$. Pendant le travail ce vide est bouché avec de l'argile réfractaire, dans laquelle on pratique les ouvertures nécessaires à l'écoulement des scories et aux coulées de la matte.

La disposition du massif en maçonnerie ordinaire, celle des quatre embrasures, sont suffisamment indiquées par les figures 1, 2, pl. IV. Sous l'embrasure de la poitrine sont placés les deux bassins de coulée, en brasque.

Les armatures et les canaux servant au dégagement de l'humidité ne sont pas représentés dans les deux figures, ils n'offrent aucune particularité.

Le chargement des matières est fait au gueulard, par une ouverture ménagée dans la cheminée cylindrique qui surmonte le fourneau. Une plate-forme relie le gueulard avec les aires de grillage des minerais et les magasins des diverses matières premières, disposés

sur le flanc de la montagne, à laquelle le fourneau est adossé.

Demi-haut fourneau (pl. IV, fig. 3, 4, 5). — Le vide intérieur du demi-haut fourneau présente une section rectangulaire sur toute sa hauteur ; la warme est verticale ; les trois autres faces sont verticales depuis le fond du creuset jusqu'a $1^m,25$ au-dessus de la tuyère; plus haut elles sont légèrement inclinées vers l'intérieur, sur une hauteur de $2^m,90$.

La section horizontale a $0^m,68$ sur $0^m,48$ au gueulard, et $0^m,92$ sur $0^m,92$ à la tuyère.

La sole est en brasque, reposant, ainsi que les parois, sur une pierre de fond, horizontale, en grès. Elle est posée sur un lit de scories, et celles-ci s'appuient sur une fondation solide.

Les parois sont en briques réfractaires pour la partie supérieure du fourneau, en grès pour la partie inférieure : leur épaisseur est de $0^m,30$. La disposition de la poitrine et la fermeture du creuset sont pareilles à celles du haut fourneau.

Le vent est lancé par une buse en tôle, dont l'œil a $0^m,040$ de diamètre, placée dans une tuyère en fonte, à eau. Le point le plus bas de la sole inclinée, en brasque, est à $0^m,65$ au-dessous de la tuyère. Deux bassins extérieurs, également en brasque, sont disposés devant la poitrine et dans le sol de l'atelier : ils servent alternativement aux coulées.

Le massif extérieur, en maçonnerie ordinaire, est prismatique, et présente deux embrasures, l'une derrière la warme pour la tuyère, l'autre devant la poitrine pour les coulées. Les armatures sont très-simples et ne sont pas représentées dans les figures.

Le chargement est fait par le gueulard, comme pour le haut fourneau.

Four de grillage et de chloruration (pl. IV, fig. 6, 7). — Le réverbère qui sert au grillage et à la chloruration des mattes est à deux soles superposées ; chacune d'elles a son foyer spécial, mais ordinairement la sole supérieure est chauffée seulement par les gaz qui viennent du four inférieur. Des chambres de dépôt et de condensation sont construites au-dessus du four; les gaz doivent les traverser avant de se rendre à la cheminée.

Les dimensions principales du four inférieur sont les suivantes :

Foyer. — $0^m,50$ sur 2 mètres; le cendrier a $0^m,70$ de hauteur ; la grille est à $0^m,25$ au-dessous du pont; le passage des flammes a $0^m,20$ de hauteur ; le pont a 2 mètres de large sur $0^m,35$ de longueur.

Sole. — La sole a $2^m,60$ de longueur sur $2^m,60$ dans sa plus grande largeur : elle se rétrécit près du rampant jusqu'à $0^m,70$. Elle est plane, horizontale, et construite en briques réfractaires; la plus grande hauteur de la voûte au-dessus de la sole est de $0^m,50$.

Une seule porte, placée au milieu de l'un des côtés, et au niveau de la sole, sert au travail des matières chargées.

Le rampant est très-court et n'a que $0^m,20$ de hauteur : la cheminée par laquelle les gaz passent sur la sole supérieure a $0^m,20$ sur $0^m,70$; elle débouche au milieu du pont, comme l'indique la figure 7.

Le second four est disposé comme le premier ; le pont est plus long, il a $0^m,50$; la sole est un peu plus large auprès du rampant, $1^m,25$; le rampant a $0^m,60$ de largeur sur $0^m,30$ dans le sens de la longueur du four.

La cheminée qui conduit les gaz aux chambres de condensation est verticale ; elle a $0^m,30$ sur $0^m,60$.

Les quatre chambres de condensation ont la même hauteur, $1^m,45$, et la même profondeur, $2^m,60$; les deux

premières ont $0^m,60$ de longueur; les deux dernières sont plus grandes, elles ont $1^m,25$ et $1^m,50$. Les portes sont disposées de manière à forcer les gaz à serpenter dans les chambres; elles ont $0^m,40$ sur $0^m,60$.

Le rampant a les mêmes dimensions, $0^m,40$ sur $0^m,60$; la cheminée a 8 mètres de hauteur, et $0^m,50$ de côté.

Les parois intérieures du four et les chambres de condensation sont en briques réfractaires; le massif extérieur est en grès; les armatures sont en fer forgé.

Cuves à dissolution (pl. IV, fig. 8). — Les cuves dans lesquelles on fait la dissolution des chlorures dans le procédé de M. Augustin, et celle des sulfates dans le procédé de M. Ziervogel, sont en bois et presque cylindriques; leur hauteur est de $1^m,42$; les diamètres des deux bases à l'intérieur sont $1^m,25$ et $1^m,30$. Au fond de chacune d'elles est placé un filtre, composé de branches d'osier ou de bouleau, portées sur une grille en bois, à $0^m,06$ au-dessus du véritable fond. Les menues branches sont recouvertes par une forte toile, serrée contre les bords de la cuve par un cercle en bois. Un robinet, placé au-dessous de la grille, permet de faire écouler la dissolution dans le canal en bois qui doit la conduire aux cuves de précipitation.

Chaque cuve est portée sur un petit chariot à quatre roues : des lignes de rails sont disposées sur le plancher de l'atelier et facilitent les mouvements des cuves.

Cuves à précipitation (pl. IV, fig. 9). — Elles sont en bois, plus petites et d'une forme conique plus prononcée que les précédentes : leur hauteur ne dépasse pas 1 mètre; les diamètres des deux bases à l'intérieur sont $0^m,55$ et $0^m,85$. Le fond est disposé comme dans les cuves à dissolution; la partie supérieure est divisée en deux compartiments par une cloison en bois qui s'appuie fortement sur le filtre.

Le plus grand des deux compartiments forme environ les trois quarts du volume libre de la cuve ; tous les deux reçoivent le cuivre de cément ou la ferraille, destinés à la précipitation de l'argent ou du cuivre.

Le robinet par lequel le liquide peut s'écouler débouche dans le second compartiment, et à peu près vers le milieu de la hauteur de la cuve.

Disposition générale (pl. IV, fig. 10). — Les cuves à dissolution, chargées des mattes grillées et chlorurées, sont placées sur une même ligne au premier étage de l'atelier. Au-dessus d'elles se trouve le canal en bois *a b*, par lequel on fait arriver les eaux salées, concentrées et chauffées dans la chaudière A. Au-dessous des robinets est placé le canal incliné en bois, *c d*, qui conduit les eaux chargées de chlorures dans deux grandes cuves *e*, de 1 mètre de hauteur et de 2 mètres de diamètre. Les eaux arrivent par des tuyaux qui descendent jusqu'au fond des cuves, et sortent par des robinets placés à la partie supérieure : elles sont conduites, par un canal horizontal *f*, dans six séries de cuves à précipitation, disposées parallèlement en cascade. Chaque série se compose de quatre cuves. Les deux supérieures *g g* contiennent du cuivre de cément et servent à la précipitation de l'argent; les deux autres, *h h*, renferment de la ferraille pour la précipitation du cuivre.

Le canal *i* conduit les eaux dans de grands bassins extérieurs, qui servent à la clarification.

Au premier étage se trouvent, en outre, les appareils de lavage des résidus de la lixiviation. Au-dessus du premier étage est le magasin ou dépôt des mattes grillées et chlorurées, élevées par un monte-charge.

Une machine à vapeur donne le mouvement au monte-charge et aux pompes : les eaux salées et les eaux douces sont chauffées par la vapeur.

A. — Fabrication des mattes.

a. Minerais ordinaires.

Description du travail. — La production de la matte comprend deux opérations : le grillage ou calcination des minerais; la fonte pour matte dans des hauts fourneaux. Les minerais ordinaires sont traités dans six usines, dont j'ai donné les noms au commencement de ce chapitre ; elles suivent à peu près la même méthode et les résultats obtenus sont à peu près pareils : elles présentent cependant quelques différences dans la forme et les dimensions des fourneaux employés pour la seconde opération : ces différences disparaîtront prochainement (si même elles existent encore au moment actuel) à mesure que les anciens appareils seront remplacés par les hauts fourneaux, dont l'expérience a consacré la supériorité. Je ne crois pas devoir décrire aucune usine en particulier, mais seulement la méthode elle-même dans les conditions les plus favorables, en admettant que la fonte pour matte est faite dans un haut fourneau pareil à celui dont j'ai donné les dimensions.

Première opération. — Le grillage des schistes bitumineux, qui forment la plus grande partie des minerais ordinaires, la calcination des calcaires du toit qui sont traités en petite proportion avec les schistes, ont pour but principal l'expulsion des matières bitumineuses et celle de l'acide carbonique des calcaires. Le grillage ou calcination se fait en grands tas et à l'air libre; on n'emploie que la quantité de bois nécessaire à l'allumage, le véritable combustible est la matière bitumineuse dont les minerais sont imprégnés : elle est en quantité assez grande pour produire une température très-élevée, suffisante pour décomposer le carbonate de chaux.

Les tas sont établis sur une aire horizontale, au niveau

des gueulards des hauts fourneaux; ils ont $2^m,20$ de hauteur et 4 mètres de largeur à la base : leur longueur est en général très-grande et dépend de la quantité de minerais mise en opération. Les tas contiennent ordinairement de 150 à 200 tonnes de schistes : leur disposition est semblable à celle des tas de grillage des minerais pyriteux. A la base on place un premier lit de bûches, entre lesquelles on ménage des canaux pour l'allumage : au-dessus sont rangés les plus gros morceaux de minerais; le tas est couvert sur toutes ses faces par une couche de menus.

On réserve plusieurs cheminées en communication avec les canaux pour faciliter l'allumage.

Dès qu'un tas est construit, on le met en feu, en jetant dans les canaux et dans les cheminées des charbons allumés avec des menus bois et des copeaux. Quand tout le bois est enflammé, on bouche les cheminées avec des morceaux de minerais et des menus, et on laisse la combustion se propager lentement de bas en haut.

Le seul soin que doivent avoir les grilleurs est de rétablir la couverte aux points où elle est fissurée, et de préserver autant que possible le tas de l'action des vents trop violents, à l'aide de planches, ou en augmentant l'épaisseur de la couverte.

La combustion d'un tas de 150 tonnes exige ordinairement dix semaines; elle dure plus longtemps dans la saison des pluies; elle est plus rapide dans les temps secs, et surtout quand il fait beaucoup de vent. La perte de poids au grillage est de 13 à 14 pour 100.

Réactions. — Les réactions chimiques qui ont lieu pendant le grillage sont assez simples : la combustion commencée par le bois s'élève progressivement dans l'intérieur du tas, alimentée principalement par les matières bitumineuses, qui sont volatilisées et brûlées en

totalité : le calcaire est complétement décomposé. Les minerais métalliques sont en trop faible proportion et trop disséminés dans les schistes pour subir une action oxydante énergique. Les pyrites perdent nécessairement une partie de leur soufre par distillation ; les pyrites arsenicales laissent dégager une partie de leur arsenic : une petite quantité de sulfure est transformée en oxyde; mais ce ne sont là que des actions secondaires, en raison du contact peu intime de l'air circulant dans le tas avec les sulfures disséminés dans les schistes.

On peut admettre que les minerais grillés contiennent les sulfures peu ou point altérés, disséminés dans les schistes calcinés, dans les grès et dans la chaux provenant de la décomposition des calcaires. Ils renferment, en outre, une très-petite quantité d'oxydes métalliques. L'arsenic et l'antimoine que contiennent les minerais ne sont chassés qu'en très-faible proportion par le grillage, et seulement dans les parties voisines de la surface des morceaux, les seules que l'air puisse atteindre.

Considérations économiques. — Le grillage des 22,746 tonnes de minerais ordinaires a exigé (dans les six usines) 151 tas différents. On a brûlé 160 tonnes de bois et 16 tonnes de charbon ; la construction des tas, les soins pendant le grillage, le transport des minerais grillés aux magasins, ont exigé 6,830 journées d'ouvriers spéciaux ; 22 hommes sont occupés au grillage dans les six usines, sans compter les manœuvres, dont le nombre est très-variable.

D'après ces nombres, le grillage des 22,746 tonnes de minerais a coûté :

Main-d'œuvre....	6,830 journées	à 2 francs.....	13,660 francs.
Bois.....	160 tonnes	à 15 —	2,400
Charbon de bois..	16 —	à 42 —	672
Total des frais de grillage.....			16,732 francs.

Soit par tonne de minerais :

Main-d'œuvre.....	0h,30.....	0 fr. 600
Bois.....	0t,007.....	0 105
Charbon.....	0,0007.....	0 030
Frais spéciaux du grillage.....		0 fr. 735

Seconde opération. Fonte pour matte. — Les minerais grillés sont fondus avec du spath-fluor et des scories de l'opération elle-même. Dans les diverses usines, on cherche à se procurer des minerais calcaires, pauvres en cuivre, en proportion assez forte pour qu'on n'ait besoin d'ajouter qu'une petite quantité de spath-fluor. On peut admettre que la composition moyenne des lits de fusion s'éloigne peu de la suivante :

Minerais grillés.....	86,66
Spath-fluor.....	6,66
Scories de l'opération.	6,68
	100,00

Ces matières sont chargées par le gueulard, par lits alternatifs avec le combustible qui est un mélange de coke et de charbon de bois. L'expérience a démontré que le coke est plus économique que le charbon de bois, malgré son prix élevé, mais on est obligé d'employer une certaine quantité de charbon, afin de tirer parti des forêts que possède la Compagnie.

Le vent est lancé par une seule tuyère pendant presque toute la campagne : à la fin, quand le fourneau est très-élargi, on doit employer deux et rarement trois tuyères ; la pression est assez faible, de 0m,03 à 0m,05 de mercure ; l'air est chauffé dans des appareils spéciaux à la température de 160 à 180 degrés. — L'emploi de l'air chaud permet de fondre dans un temps donné une plus grande

quantité de minerais, et produit une économie très-notable de combustible.

Les machines soufflantes sont très-diverses, mais on doit peu à peu remplacer toutes les anciennes souffleries par des cylindres à double effet, mis en mouvement par des roues hydrauliques.

Mise en feu. — La mise en feu du haut fourneau exige de grandes précautions, parce que les pierres de grès se fendent très-facilement quand on élève la température avec trop de rapidité. On allume d'abord dans le creuset une petite quantité de charbon; on en charge peu à peu une quantité plus grande, de manière que le niveau du charbon atteigne le ventre du fourneau au bout de huit jours : on peut alors charger quelques paniers de scories; on met une buse en place, et on commence à donner le vent quand les scories arrivent devant la tuyère. On élève ensuite le niveau du charbon dans la cuve, en chargeant un peu des lits de fusion, avec une proportion de scories plus forte que celle indiquée précédemment. Quinze jours seulement après la mise en feu, la composition des charges, la quantité du vent lancé, et l'allure du fourneau atteignent leur état normal.

Travail normal. — A ce moment, on lance de 8 à 9 mètres cubes d'air par minute, et on peut fondre en vingt-quatre heures de 13 à 14 tonnes des lits de fusion. Les minerais étant assez constants et les ouvriers très-exercés, on n'a presque jamais de dérangement grave, et on peut continuer le travail normal pendant plus de quarante semaines. On ne met hors feu que quand les parois sont tellement corrodées qu'il est impossible de produire des scories suffisamment fluides, même en lançant le vent par les trois tuyères.

Pendant tout ce temps, le chargement est fait à des

intervalles réguliers ; le maître fondeur indique s'il est nécessaire de modifier la proportion du fondant ou celle des scories. Le combustible employé est un mélange de 1/3 de charbon et 2/3 de coke.

Au creuset, les fondeurs font couler les scories à la hauteur de la *dame*, par deux ouvertures, ou lunettes, pratiquées dans l'argile réfractaire, qui bouche l'espace libre entre les pierres de grès sur le devant du fourneau. Les scories tombent alternativement dans les deux bassins en brasque, et servent à les échauffer pour le moment de la coulée. A la fin de chaque poste, on fait couler la matte en perçant avec un ringard l'argile réfractaire au niveau de la pierre de fond. Quand le creuset est vide, il faut souvent détacher des dépôts logés dans les angles, et pour cela enlever l'argile réfractaire sur toute la hauteur de la dame ; c'est là un travail extrêmement pénible pour les ouvriers, et pendant lequel il est nécessaire d'arrêter le vent. Dès que le creuset est remis en bon état, les fondeurs bouchent avec de l'argile l'espace compris entre la dame et les parois du fourneau ; on donne le vent, et la fonte continue : les ouvertures par lesquelles les scories coulent hors du fourneau, dans l'intervalle des coulées, ne sont jamais bouchées ; elles donnent passage à une flamme assez longue, dont la couleur indique au maître fondeur l'allure du fourneau.

Dans le bassin de coulée, la matte est surmontée d'une certaine épaisseur de scories : quand elles sont solidifiées, on les soulève d'un seul morceau ; la matte est ensuite enlevée par rondelles épaisses de $0^m,02$ à $0^m,03$.

La scorie contient toujours des grenailles ; on la casse au marteau et on la monte au niveau du gueulard pour la repasser dans les lits de fusion : la matte est égale-

ment cassée au marteau, mise en magasin, et transportée ultérieurement à l'usine de Gottesbelohnùng.

Les scories qui sortent dans l'intervalle des coulées ne contiennent ordinairement que très-peu de grenailles ; on les casse au marteau, le contre-maître les examine et fait remonter au gueulard celles qui paraissent contenir des grenailles : tout le reste est transporté au crassier.

Mise hors feu. — Quand les scories coulent difficilement, bien que la consommation de combustible soit très-forte et que le vent soit lancé par les trois tuyères, on reconnaît la nécessité de mettre hors feu. On cesse de passer les lits de fusion, et on charge des scories seules, stratifiées comme d'ordinaire avec le combustible.

On laisse descendre progressivement le niveau des charges jusqu'à ce que toutes les scories chargées soient fondues.

La quantité de scories passées dans la mise hors feu est très-variable : quand on a obtenu dans le cours de la campagne une proportion de scories, contenant des grenailles, trop forte pour qu'on puisse les fondre toutes avec les minerais, on en réserve une partie pour la mise hors feu : la fonte des scories peut alors durer un ou deux jours. Dans le cas contraire, on ne passe dans le fourneau que six à sept charges de scories seules : on n'a pas alors d'autre but que de laver, pour ainsi dire, l'intérieur du fourneau avec les scories, et de réunir dans une dernière coulée de matte les matières cuivreuses adhérentes aux parois du fourneau. Dans tous les cas, la dernière charge doit être recouverte d'une couche de charbon.

Personnel. — La conduite d'un haut fourneau exige : 1 maître fondeur, 4 fondeurs, 4 chargeurs, 1 casseur de mattes et de scories, chargé en même temps de l'enlèvement des scories et de leur transport au cras-

sier ; le maître fondeur a la direction de tout le travail ; le manœuvre n'est présent au fourneau que pendant la journée ; les fondeurs et les chargeurs travaillent pendant douze heures, et alternativement au poste de nuit et au poste de jour.

Produits. — Tant que le haut fourneau est en bonne allure, on peut passer en vingt-quatre heures 14 tonnes de lit de fusion, c'est-à-dire environ 12 tonnes de minerais assortis, en consommant de 2t,10 à 2t,20 de combustibles ; on obtient en deux coulées 1t,20, soit 10 pour 100 des minerais fondus, de matte tenant de 45 à 46 pour 100 de cuivre et 300 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Au commencement et à la fin de la campagne, la consommation de combustible est plus considérable, la production de matte est moins forte.

Considérations économiques. — Dans une campagne de quarante-deux semaines, que je prendrai pour exemple des produits et consommations de la fonte pour matte des minerais ordinaires, on a fondu 3,505 tonnes de minerais, et produit 351 tonnes de matte, en consommant : 220 tonnes de charbon de bois, 430 tonnes de coke et 147 tonnes de bois pour chauffer l'air. On a employé 265 tonnes de spath-fluor comme fondant, et la campagne a été terminée par la fonte des scories seules pendant vingt-quatre heures. Les frais de réparations du haut fourneau, les dépenses pour la soufflerie, les outils, etc., se sont élevés à 1,030 francs.

On voit, d'après ces nombres, que si toutes les usines qui traitent les minerais ordinaires employaient les hauts fourneaux du modèle indiqué, et soufflés à l'air chaud, il ne faudrait pas plus de sept hauts fourneaux pour fondre les minerais exploités.

Les dépenses en frais spéciaux, faites dans la campagne prise pour exemple, ont été les suivantes :

Combustibles	Charbon..	220 tonnes	à 42 francs...	9,240 francs.
	Coke.....	430 —	à 58 — ...	24,940
Bois pour chauffer l'air..		147 —	à 15 — ...	2,205
Main-d'œuvre.....		2,940 journ.	à 2 — ...	5,880
Spath-fluor.....		265 tonnes	à 14 — ...	3,710
Soufflerie, réparations, outils et frais divers.....				1,030
Frais spéciaux de la campagne.....				47,005 francs.

Soit par tonne de minerais ordinaires :

Charbon.....	0t,0927.....	2 fr.	633
Coke.....	0,1230.....	7	134
Bois.....	0,0420.....	0	630
Main-d'œuvre.....	0,838.....	1	676
Spath-fluor.....	0t,075.....	1	050
Soufflerie, réparations, outils et frais divers....		0	288
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais..		13 fr.	411

On retire de la tonne de minerais 0t,10 de matte, riche en cuivre et en argent, rendant à l'essai, comme je l'ai indiqué précédemment, 45 pour 100 de cuivre et 300 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Le traitement des 22,746 tonnes de minerais ordinaires a rendu, en nombres ronds, 2,275 tonnes de matte, contenant 1,024 tonnes de cuivre et 6,825 kilogrammes d'argent.

Réactions. — La fonte par matte dans le haut fourneau ne présente pas des réactions aussi complexes que celles du traitement des minerais pyriteux les plus ordinaires. Les matières composant les lits de fusion, minerais grillés, spath-fluor et scories, sont, comme dans le traitement des minerais de fer, chargées par couches alternantes avec les lits de combustibles : on ne cherche pas à former deux colonnes distinctes pour le combus-

tible et pour les lits de fusion. L'élévation de température devant les tuyères, l'action réductive dans toute la hauteur du fourneau, sont aussi fortes que le permettent les dimensions de l'appareil et la pression du vent.

Les minerais grillés contiennent : des schistes, c'est-à-dire de la silice et de l'alumine, mélangés avec du quartz en grains assez petits, ou de la chaux provenant de la décomposition des calcaires du toit ; des sulfures métalliques qui ont éprouvé pendant le grillage l'action d'une température très-élevée ; enfin des oxydes de cuivre, de fer, de zinc, etc., formés pendant le grillage par l'action de l'air sur les sulfures placés à la surface des morceaux.

Le spath-fluor, ajouté comme fondant, contient une certaine proportion d'argile et de quartz intimement mélangés.

Les scories, difficilement fusibles, sont des silicates à bases d'alumine et de chaux, renfermant quelques grenailles de matte.

Dans la partie supérieure du fourneau, les matières s'échauffent progressivement ; les oxydes métalliques sont réduits par l'oxyde de carbone ; au-dessous du ventre, la température est assez élevée pour ramollir les scories, faire agir le fluorure de calcium sur l'argile mélangée, et faire entrer en fusion les sulfures métalliques. Au bas des étalages, la fusion des scories est assez avancée pour qu'elles agissent chimiquement sur les parties terreuses des minerais ; le zinc et une partie du plomb, réduits à l'état métallique, sont volatilisés, la réduction totale de l'oxyde de fer doit être à peu près terminée ; la fusion est presque complète au-dessus des tuyères : elle s'achève pendant le passage rapide de toutes les matières dans la *zone de combustion*.

Dans le creuset, les matières en fusion se séparent en raison de leurs densités différentes ; les sulfures absor-

bent les métaux réduits et non volatilisés, et forment la matte qui se rassemble au fond du creuset : les scories sont formées par la combinaison de la silice, de l'alumine, de la chaux et du quartz des minerais avec les scories passées dans les lits de fusion, et avec le spath-fluor, qui a perdu par volatilisation une partie de son fluor et de son silicium.

Ces scories sont très-siliceuses, ne contiennent pas d'oxyde de fer, et par conséquent sont difficilement fusibles : elles sont très-fluides dans le creuset, à cause de la température extrêmement élevée, mais elles ne conserveraient pas leur fluidité si le fourneau était pourvu d'un avant-creuset.

Dès que les scories atteignent le niveau supérieur de la dame, à $0^m,40$ au-dessus du fond du creuset, elles coulent par les deux lunettes. Le fourneau étant dépourvu d'avant-creuset, la chute continuelle des matières fondues dans les scories qui recouvrent la matte rend impossible la séparation nette des produits : il y a toujours une certaine quantité de grenailles dans la scorie.

Quand on fait couler la matte dans les bassins extérieurs, la scorie qui la surmonte dans le creuset coule à la suite avec les grenailles qu'elle renferme encore. Le mouvement produit dans les matières en fusion met encore une nouvelle quantité de grenailles en suspension dans la scorie, et celle-ci perd trop vite sa fluidité pour les laisser déposer en totalité.

La scorie qui recouvre la matte dans les bassins doit en général être plus chargée de grenailles que celle qui coule pendant l'opération, à la hauteur de la dame. Cependant on doit craindre la présence des grenailles dans cette dernière; elle ne peut pas être jetée sans avoir été préalablement cassée au marteau et bien examinée par le maître fondeur. La grande fluidité des scories est

la condition principale de leur pauvreté, ou de l'absence des grenailles : c'est donc sur cette fluidité que l'attention du maître fondeur doit principalement se porter.

Toutes les fois que les scories deviennent pâteuses, elles contiennent beaucoup de grenailles ; il faut les repasser dans les lits de fusion ou les garder pour la fin de la campagne. Le fondeur parvient à donner aux scories la fluidité convenable par deux moyens : en augmentant la proportion de spath-fluor ; en forçant la charge de combustibles et en lançant dans le fourneau une plus grande quantité de vent.

Le second de ces moyens a seulement pour effet d'élever la température dans le bas du fourneau; le premier, au contraire, agit sur la composition chimique des scories.

L'action du spath-fluor tout à fait pur est complexe et n'est pas encore parfaitement étudiée ; on doit admettre qu'une partie du fluorure de calcium réagit sur le quartz et sur l'argile des minerais, en formant du fluorure de silicium, qui se volatilise, et de la chaux qui entre comme base dans les scories ; le reste du fluorure de calcium se combine avec les silicates de chaux et d'alumine, qui constituent les scories, et leur donne une grande fluidité. Le spath-fluor, employé comme fondant dans les usines, contient toujours en mélange intime une proportion assez forte de quartz et d'argile. Il est évident que le fluorure de silicium doit être produit principalement par la silice du quartz et de l'argile existant dans le fondant, et que l'effet utile de ce dernier sur la fluidité des scories est d'autant moindre que le spath est moins pur.

Les scories peuvent devenir pâteuses par deux raisons principales :

Par une variation dans la composition des minerais chargés, qui contiennent par moments une plus forte proportion de grès du mur ;

Par l'élargissement du fourneau au-dessus des tuyères, à la suite de la corrosion des parois.

Je ne parle pas ici de l'irrégularité dans les charges provenant du manque de soins et d'attention des chargeurs ; les ouvriers sont ordinairement assez exercés et la surveillance du maître fondeur est assez constante pour empêcher cette cause de dérangement. Pour les deux autres, le fondeur peut les distinguer assez aisément et apporter le remède convenable. Dans le premier cas, quand l'état pâteux des scories résulte de la nature plus quartzeuse des minerais, il faut augmenter la proportion de spath-fluor, jusqu'à ce que la fluidité des scories soit redevenue suffisante, et maintenir cette proportion jusqu'à ce qu'on ait pu ramener les charges à leur composition normale, en passant des minerais moins quartzeux.

Dans le second cas, on peut encore obtenir un bon résultat en forçant la proportion du spath-fluor dans les lits de fusion ; mais on doit toujours augmenter la quantité de charbon et de coke, et lancer plus de vent dans le fourneau ; le vide étant devenu plus grand devant les tuyères, on ne peut produire la température nécessaire à la fluidité de la matte et des scories qu'en brûlant plus de combustible dans le même temps.

Dépôts métalliques. — Les minerais grillés ne contiennent qu'une proportion très-faible d'oxyde de fer, lequel est réduit entièrement avant que les charges n'arrivent aux tuyères. Il ne se forme pas de *loups*, précisément parce que cette proportion est très-faible, car le lit de fusion contient trop peu de sulfures métalliques pour que la matte puisse absorber une notable quantité de fer. Après la coulée, les fondeurs trouvent fréquemment aux angles du creuset des dépôts métalliques, composés de métaux imparfaitement fondus. Ils proviennent des

oxydes formés pendant le grillage, réduits ensuite pendant la fonte; la matte trop pauvre en soufre ne peut absorber la totalité de ces métaux, et la partie non sulfurée forme des crasses que les fondeurs doivent enlever après chaque coulée.

Ces crasses ne contiennent pas plus de 2 pour 100 de cuivre, et on doit ordinairement ne pas les repasser dans la fonte pour matte. Leur présence démontre que le traitement employé dans les usines du Mansfeld ne saurait s'appliquer qu'aux minerais de ce pays; des minerais contenant une proportion un peu plus grande d'oxyde de fer donneraient presque continuellement des *loups* dans la fonte pour matte; on ne les éviterait qu'en ajoutant aux lits de fusion une certaine quantité de pyrites. Dans ce cas, le fer réduit passerait dans la matte, et celle-ci ne serait plus assez riche en cuivre pour être envoyée directement à l'extraction de l'argent.

Il est utile de remarquer que, dans la fonte pour matte, on n'a pas à passer des scories riches contenant des oxydes de cuivre et de fer. Ces matières sont produites dans des usines trop éloignées pour qu'on puisse les envoyer à celles qui fondent les minerais. L'obligation de les passer dans les lits de fusion changerait complétement la conduite de l'opération. En effet, dans les conditions précédemment indiquées, la quantité de soufre n'est pas toujours assez grande pour faire passer dans la matte la totalité des métaux, fer, nickel, cobalt, etc., puisqu'il se produit des crasses dans les angles du creuset; si dans les lits de fusion on cherchait à passer des scories riches, contenant des oxydes métalliques, ces oxydes ne seraient qu'en partie réduits par le charbon, le coke et l'oxyde de carbone; la plus grande partie agirait sur les sulfures, une certaine proportion du soufre serait volatilisée, et on obtiendrait une notable quantité de cuivre noir.

L'argent se répartirait entre la matte et le cuivre noir, et son extraction présenterait de grandes difficultés.

On ne pourrait obtenir le résultat désiré, une matte riche, sans cuivre noir, qu'en ajoutant aux lits de fusion des matières pyriteuses, qui font presque complétement défaut au Mansfeld.

Il ne faut donc pas considérer comme un *inconvénient*[1] l'éloignement des usines dans lesquelles on fait la fonte pour cuivre noir et l'affinage du cuivre; quand bien même ces usines seraient assez rapprochées de celles dans lesquelles on fond les minerais pour que le transport des scories fût économique, on ne devrait pas passer dans la fonte pour matte les scories riches contenant des oxydes métalliques.

a'. — Minerais réfractaires.

Le traitement des minerais réfractaires à l'usine de Sangerhausen présente la plus grande analogie avec celui que je viens de décrire pour les minerais ordinaires.

On ne soumet au grillage que les schistes bitumineux et les calcaires; les grès du mur ne contiennent pas assez de matières organiques pour qu'il soit nécessaire de les calciner.

Première opération. — Le grillage des schistes est fait en grands tas de 150 à 160 tonnes, et coûte 0 fr. 735 par tonne; la proportion des minerais bitumineux et calcaires est d'environ 0,42, tandis que celle du grès s'élève à 0,58 pour 1 de minerais apportés à l'usine. Si donc on veut rapporter les frais de grillage à la tonne de minerais traités à l'usine, il faut multiplier par 0,42 les nombres indiqués précédemment pour la première opération du traitement des minerais ordinaires :

Main-d'œuvre.....	0j,126.....	0 fr. 252
Bois et charbon.....	0t,0029.....	0 056
Frais spéciaux du grillage rapportés à 1 tonne de minerais.		0 fr. 308

[1] Excepté, bien entendu, pour l'augmentation des frais de transport.

Seconde opération. Fonte pour matte. — Les minerais grillés et non grillés sont associés dans une proportion à peu près constante, et mélangés avec une quantité de spath-fluor et de scories de l'opération, un peu variable avec l'allure du fourneau, mais toujours bien plus forte que celle adoptée dans le traitement des minerais ordinaires. Cette différence est suffisamment expliquée par la difficulté qu'on éprouve à fondre les grès.

La composition moyenne des lits de fusion est la suivante :

Minerais schisteux (grillés)	33,34	100
— calcaires (grillés)	8,33	
— quartzeux (non grillés)	58,33	
Spath-fluor		38,33
Scories de l'opération		31,33

Les scories chargées sont des silicates à bases d'alumine et de chaux, combinés avec du fluorure de calcium, et ne contiennent pas une proportion notable d'oxyde de fer.

Les lits de fusion présentent donc les mêmes caractères que ceux des usines que je viens de considérer ; ils renferment :

Des sulfures métalliques ; une très-petite quantité d'oxydes, formés pendant le grillage par l'action de l'air sur les sulfures existant à la surface des morceaux ;

Des matières terreuses ; schistes calcinés ; chaux ; grès quartzeux ; spath-fluor contenant de l'argile et du quartz ;

Des scories ne renfermant pas d'oxydes métalliques, ajoutées principalement pour faciliter la fusion des matières terreuses.

La fonte est faite dans un haut fourneau à trois tuyères, dont les dimensions sont égales à celles des fourneaux employés pour les minerais ordinaires : on n'emploie que

du charbon de bois, parce que le coke coûterait trop cher, et parce que l'usine est entourée de forêts qui appartiennent à la Compagnie, et dont il faut utiliser les produits.

Je n'ai rien à ajouter à ce que j'ai dit précédemment, pour le personnel, la conduite de l'opération et les réactions chimiques; je n'ai besoin d'insister un peu que sur les considérations économiques.

Considérations économiques. — On a traité dans l'année 2,325 tonnes de minerais en une seule campagne de 280 jours; on a, par suite, fondu en vingt-quatre heures, et en moyenne, 8t,30 de minerais et 14t,11 de lits de fusion. On a employé 892 tonnes de spath-fluor, et consommé 840 tonnes de charbon de bois, et 140 tonnes de bois pour l'appareil à air chaud. Les frais divers, réparations aux fourneaux, outils, soufflerie, etc., se sont élevés à 1,050 francs.

On a obtenu 139 tonnes de matte, rendant à l'essai 52 pour 100 de cuivre et 120 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, c'est-à-dire un peu plus de cuivre et d'argent que les essais des minerais n'en avaient indiqué. Ce résultat n'a rien de surprenant : les essais des mattes peuvent être faits avec plus d'exactitude que ceux des minerais très-pauvres.

D'après ces nombres, les frais spéciaux de la fonte pour matte ont été les suivants, pour la campagne entière :

Charbon.....	840 tonnes	à 42 francs.....	35,280 francs.
Bois.....	140 —	à 15 —	2,100
Spath-fluor.....	892 —	à 14 —	12,488
Main-d'œuvre.....	2,800 journ.	à 2 —	5,600
Soufflerie, réparations, outils, frais divers.....			1,050
Frais spéciaux de la campagne.....			56,518 francs.

Soit par tonne des minerais traités :

Charbon	0t,361	15 fr.	162
Bois	0,060	0	900
Spath-fluor	0,383	5	362
Main-d'œuvre	1,204	2	408
Soufflerie, réparations, outils, frais divers		0	451
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais		24 fr.	283

On a retiré 0t,06 de matte contenant 0t,031 de cuivre et 72 grammes d'argent.

On a obtenu en outre, dans toute la campagne, environ 14 tonnes de crasses métalliques, retirées après chaque coulée des angles du creuset. Elles n'ont pas été utilisées, parce qu'elles étaient trop pauvres en cuivre et en argent.

Observations. — En comparant ces nombres à ceux que j'ai donnés pour le traitement des minerais ordinaires, on peut se rendre compte de l'influence qu'exerce la nature plus ou moins quartzeuse des minerais sur les frais de traitement.

Pour la campagne entière, la dépense est plus forte dans le cas des minerais réfractaires ; la différence est due principalement à la plus forte proportion de spath-fluor employé comme fondant. On peut passer en vingt-quatre heures à peu près la même quantité de matières, environ 14 tonnes, et la durée de la campagne est à peu près la même dans les deux cas. Mais les minerais réfractaires exigeant une proportion bien plus grande de scories et de fondants, on ne peut passer en vingt-quatre heures que 8 tonnes de ces minerais, tandis qu'on peut fondre 12 tonnes de minerais ordinaires.

Quand on rapporte les frais de la fonte à la tonne de minerais traités, l'influence de la nature quartzeuse de la gangue se traduit par une augmentation de dépense :

Pour le fondant, dans le rapport de	5 : 1
Pour les autres frais	3 : 2

La teneur moindre en cuivre et en argent des minerais réfractaires n'entre pour rien dans cet accroissement de dépenses.

a''. — Minerais impurs.

Le traitement des minerais impurs est rendu plus compliqué et plus difficile par la présence d'une assez forte proportion de blende et par celle de différents sulfures, parmi lesquels le plus nuisible est la pyrite arsenicale, et le plus utile la pyrite de fer. On doit faire quatre opérations successives avant d'obtenir une matte assez riche en cuivre, et en même temps assez pure pour être envoyée à l'extraction.

Je décrirai successivement ces opérations, je présenterai en même temps des considérations générales sur le but et les réactions de chacune d'elles.

Première opération. Grillage des minerais. — Le grillage est fait en grands tas de 150 à 160 tonnes, et de la même manière que pour les minerais ordinaires. On a fait dans l'année cinquante tas différents pour les 7,640 tonnes de minerais mis en traitement.

La perte de poids au grillage a varié entre 12 et 13 pour 100 : les sulfures métalliques étant en proportion plus forte que dans les autres usines, les minerais grillés contiennent une proportion variable, mais très-notable, d'oxydes métalliques, principalement des oxydes de fer et de zinc. Le grillage expulse une partie de l'arsenic, mais il en reste encore beaucoup dans les minerais grillés.

Les frais spéciaux de cette première opération peuvent être établis comme ceux du grillage des minerais ordinaires; ils s'élèvent à 0 fr. 735 par tonne de minerais.

Seconde opération. Première fonte pour matte. — Le but de la fonte pour matte, et la manière dont elle est conduite, ne peuvent être les mêmes que pour les minerais ordinaires et réfractaires.

On doit chercher à réduire une partie de l'oxyde de zinc, à volatiliser le métal et, en même temps, à scorifier le plus possible des oxydes de fer, de nickel, de cobalt, produits par le grillage ; on doit aussi s'efforcer de décomposer les arséniates, en expulsant une partie de l'arsenic. Les sulfures contenus dans les lits de fusion sont encore en proportion assez grande pour appauvrir suffisamment les scories formées dans le fourneau, et pour réunir tout le cuivre dans une matte, elle-même assez pauvre. Ces conditions s'écartent beaucoup de celles du traitement des minerais ordinaires et des minerais réfractaires, pour lesquels le but principal est la fusion des gangues terreuses ; elles se rapprochent, au contraire, des conditions du traitement des minerais pyriteux impurs, sur lesquelles j'ai insisté longuement.

La fonte pour matte doit être conduite comme celles faites aux fours à manche, et non plus comme dans un haut fourneau ; les matières du lit de fusion sont séparées du combustible, sur lequel le vent est conduit par un nez formé devant chaque tuyère.

Le fourneau ne peut pas avoir d'avant-creuset et, en cela, il diffère des fours à manche employés à la fonte pour matte des minerais pyriteux. Cette impossibilité résulte de la nature et de la forte proportion des gangues terreuses, ainsi que de la faible quantité d'oxyde de fer qu'on peut faire passer dans les scories. Les scories ne peuvent être rendues assez fusibles pour conserver leur fluidité dans un avant-creuset.

La disposition du fourneau est intermédiaire entre celle du demi-haut fourneau, qui sert à la fonte pour cuivre noir à l'usine de Gottesbelohnùng, représenté pl. IV, fig. 3, 4 et 5, et celle du haut fourneau, fig. 1 et 2. La hauteur est de $4^m,125$. La cuve est circulaire ; les diamètres sont : au gueulard, $0^m,60$; au

ventre, 1 mètre ; la hauteur de la cuve est de $2^m,30$.

Au-dessous du ventre, la section horizontale prend progressivement la forme d'un trapèze, et les faces sont presque régulièrement inclinées jusqu'au fond du creuset.

Les dimensions du creuset sont les mêmes que pour le haut fourneau.

L'air est lancé par deux tuyères, placées l'une à côté de l'autre, à la warme, et sous la même embrasure : il est chauffé à 150 degrés dans un appareil spécial.

Lits de fusion. — Les minerais grillés sont fondus avec du spath-fluor et une très-faible proportion de scories provenant de l'opération elle-même, et contenant des grenailles ; la composition moyenne des lits de fusion est la suivante :

Minerais grillés.....	87,00
Spath-fluor.....	4,60
Scories de l'opération.....	8,40
	100,00

Travail normal. — Je n'ai besoin d'insister ni sur la mise en feu ni sur les détails de l'opération. Les matières des lits de fusion sont chargées contre la warme, le combustible (on emploie le coke tout seul) est jeté contre la poitrine ; le nez est maintenu devant chaque tuyère à la longueur de $0^m,18$ à $0^m,20$. Les scories coulent par deux orifices pratiqués dans l'argile réfractaire, qui ferme l'intervalle entre la dame et les parois ; on les conduit alternativement dans les deux bassins en brasque, disposés devant la poitrine et dans le sol de l'atelier. Elles servent à les sécher et à les échauffer pour les coulées de la matte. A la fin de chaque poste on perce l'argile réfractaire, au niveau de la pierre de fond, et on fait sortir toutes les matières, matte et scories, que renferme le creuset ; on arrête le vent et on enlève

les dépôts, quand il s'en est formé dans les angles. La scorie est enlevée d'un seul morceau, la matte est prise par rondelles successives et cassée au marteau.

La matte ne contient pas plus de 30 à 31 pour 100 de cuivre et ne renferme que 120 grammes d'argent; sa teneur en soufre ne dépasse pas 25 pour 100 et, par suite, est notablement moindre que celle de la première matte obtenue dans le traitement des minerais pyriteux ordinaires. Elle contient presque toujours une proportion assez forte de zinc, dont la présence lui enlève de la fluidité.

La scorie renferme de 54 à 55 pour 100 de silice, comme celles données par les minerais ordinaires et réfractaires; les bases sont principalement l'alumine et la chaux; elle contient, au plus, 10 pour 100 d'oxydes métalliques, de fer, de zinc, de cobalt, et rarement plus de 3 pour 100 de fluorure de calcium. Elle n'est pas très-fluide, et l'est d'autant moins qu'elle renferme plus d'oxyde de zinc.

On distingue presque toujours des grenailles très-fines, même dans les scories les plus fluides qui sortent dans l'intervalle des coulées. Dans les scories qui surmontent la matte dans les bassins extérieurs, la proportion de grenailles est souvent assez forte, on doit repasser dans les lits de fusion cette partie des scories. Celles qui sont jetées ne contiennent pas moins de 0,005 de cuivre.

Les dérangements du fourneau sont assez fréquents et peuvent provenir de causes très-diverses; les principales sont : les variations inobservées dans la composition des minerais grillés; les engorgements formés à différentes hauteurs, soit par le zinc volatilisé, qui se dépose en se réoxydant en partie, soit par des silicates chargés d'oxyde de zinc qui s'attachent contre les parois; le

mauvais état des deux nez, qu'il est difficile de maintenir à la longueur convenable, surtout quand des engorgements déterminent la descente irrégulière des charges; ils ne sont presque jamais produits par la corrosion des parois; le vide intérieur tend toujours à se rétrécir.

Quand les scories deviennent trop peu fluides à la suite d'une variation dans la composition des minerais, on peut leur rendre leur fluidité en forçant la proportion de spath-fluor, et en maintenant l'excès du fondant jusqu'à ce qu'on ait ramené les mélanges de minerais à leur état normal.

Pour obvier aux engorgements on n'a qu'un seul moyen, c'est d'augmenter le pouvoir réductif et d'élever la température, c'est-à-dire de charger plus de coke et de lancer plus de vent.

Le bon état des deux nez ne peut être conservé qu'à force de soins de la part des ouvriers, et, quand ils sont détruits, il faut souvent plusieurs postes pour leur donner de nouveau les dimensions utiles.

L'allure du demi-haut fourneau est généralement plus irrégulière et plus difficile à conduire que celle des hauts fourneaux, dans lesquels on fond les minerais ordinaires et réfractaires. Les campagnes sont beaucoup plus courtes; leur durée varie entre deux et trois mois. Quand le fourneau est en bonne allure, on peut passer jusqu'à 8t,50 de minerais calcinés, ou près de 10 tonnes de lits de fusion, en consommant de 1t,250 à 1t,300 de coke en vingt-quatre heures.

Considérations économiques.— Je prendrai pour exemple des frais de la première fonte une campagne de quatre-vingts jours, pendant laquelle on a fondu 705 tonnes de minerais, avec 35 tonnes de spath-fluor.

On a consommé : 105 tonnes de coke; 3t,50 de char-

bon de bois pour la mise en feu, et 31 tonnes de bois pour l'appareil à air chaud.

On a produit 79 tonnes de mattes, tenant en moyenne 30 pour 100 de cuivre et 120 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les 7,740 tonnes de minerais amenés à l'usine ont exigé onze campagnes et quatre fourneaux : on a produit 830 tonnes de matte contenant 255 tonnes de cuivre et 995 kilogrammes d'argent.

Le personnel employé à la fonte comprend : 1 maître fondeur, 2 manœuvres, 12 fondeurs et 12 chargeurs.

D'après ces nombres, les frais spéciaux de la fonte pour matte, dans la campagne considérée comme exemple, ont été les suivants :

Coke.....	105t,00	à 58 francs.....	6,090 francs.
Charbon.....	3,50	à 42 —	147
Bois.....	31,00	à 15 —	465
Spath-fluor.....	35,00	à 14 —	490
Main-d'œuvre.....	720 journ.	à 2 —	1,440
Soufflerie, réparations, outils, frais divers.....			950
Frais spéciaux de la campagne.....			9,582 francs.

Soit par tonne de minerais traités :

Coke.....	0t,149.....	8 fr. 642
Charbon.....	0,005.....	0 210
Bois.....	0,044.....	0 660
Spath-fluor.....	0,050.....	0 700
Main-d'œuvre.....	1,021.....	2 042
Soufflerie, réparations, frais divers.....		1 337
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.....		13 fr. 591

La tonne de minerais a produit : 0t,112 de matte.

Troisième opération. Grillage des mattes. — Les mattes

sont grillées en cases et à deux feux. Les murs ont $1^m,38$ de hauteur; les cases ont 2 mètres de largeur sur $2^m,40$ de profondeur, et peuvent contenir aisément 10 tonnes de matte. Seize cases suffisent parfaitement pour les besoins de l'usine.

Pour le premier feu on emploie seulement des copeaux et des menus bois; le grillage est achevé en dix ou douze jours, suivant les circonstances atmosphériques; pour le second feu, il faut mettre du bois à la base du tas et diviser la matte par deux lits de charbon. Ce second feu dure au moins deux semaines.

Je n'ai pas besoin de rappeler les détails de l'opération, ni les réactions qui ont lieu dans le grillage en cases : je les ai précédemment exposées avec des détails suffisants.

Les dépenses nécessitées pour le grillage des 830 tonnes de matte ont été :

Bois.....	$41^t,50$	à 12 francs...	498 fr. 00
Charbon de bois.	13 ,40	à 42 — ...	562 80
Main-d'œuvre...	335 journ.	à 2 — ...	670 00
Frais spéciaux du grillage.....			1730 fr. 80

Ce qui donne par tonne de matte et par tonne de minerais :

Bois.....	$0^t,050$...	0 fr. 600	$0^t,0056$....	0 fr. 067
Charbon.....	0 ,016....	0 672	0 ,0018....	0 076
Main-d'œuvre.....	0 ,404...	0 808	0 ,045....	0 090
Pour 1 tonne de matte.....		2 fr. 680	Pour 1 t. de minerais.	0 fr. 233

Quatrième opération. Fonte pour matte riche. — Les mattes grillées à deux feux contiennent une proportion assez forte d'oxydes métalliques, de fer, de zinc, de

cuivre, de nickel..., des arséniates, des arséniures et des sulfures métalliques non décomposés par le grillage.

Dans la seconde fonte pour matte, on a pour but de concentrer la totalité du cuivre et de l'argent dans une matte très-riche et, en même temps, très-pure. Ce résultat doit être atteint sans addition de matières pyriteuses et sans qu'il puisse se séparer du cuivre noir, dont le traitement pour argent serait difficile.

Le grillage en cases ne peut pas être poussé très-loin, car la première matte n'est pas très-riche en soufre, et la matte grillée, seule matière sulfurée passée dans les lits de fusion de la seconde fonte, doit contenir assez de soufre pour que tous les métaux qui ne sont ni scorifiés ni volatilisés puissent être réunis dans la nouvelle matte.

Pendant la fonte on doit chercher à ménager le plus possible le soufre contenu dans les mattes grillées et, par conséquent, à réduire la totalité de l'oxyde de cuivre dans les parties supérieures du fourneau, en évitant de produire du silicate de cuivre, dont la décomposition enlève toujours un peu de soufre à la matte.

Il faut donc opérer dans des fours très-élevés et n'ajouter aux lits de fusion que des scories peu fusibles, ne contenant pas, ou ne contenant que très-peu d'oxyde de cuivre; en opérant ainsi on obtient la décomposition complète de l'oxyde de cuivre dans la partie du fourneau où la température n'est pas assez élevée pour le ramollissement des scories chargées. Les silicates tombant dans le creuset sont très-pauvres en cuivre, et il ne doit se perdre que très-peu de soufre, par les réactions chimiques des sulfures de la matte sur les silicates des scories.

On obtient en outre la décomposition presque complète des arséniates, la réduction totale des oxydes de

zinc et de plomb, et la volatilisation d'une grande partie de ces deux métaux et de l'arsenic.

D'un autre côté, il est essentiel de scorifier les oxydes de fer, de nickel, de cobalt et, par suite, de modérer l'action réductive dans les parties supérieures du fourneau; il faut que les scories chargées entrent en fusion et absorbent le protoxyde de fer, les oxydes de nickel et de cobalt avant que les gaz aient pu réduire ces oxydes.

Si ce résultat n'était pas atteint, le fer, le cobalt et le nickel (principalement le fer qui est en proportion plus grande que les deux autres métaux), amenés par les gaz à l'état métallique, produiraient des engorgements ou se réuniraient à la matte : dans le premier cas, la campagne du fourneau serait bientôt arrêtée; dans le second, les métaux, précipitant une quantité proportionnelle de cuivre, détermineraient la séparation de cuivre noir; on aurait à faire ensuite l'extraction de l'argent, non plus seulement de la matte, mais encore du cuivre noir, ce qu'il est important d'éviter.

Ces considérations théoriques font comprendre combien de difficultés on a dû surmonter, par tâtonnements successifs, pour régler le degré d'avancement du grillage, la composition des lits de fusion, la forme et la conduite des fourneaux, de manière à produire seulement une matte au degré de richesse et de pureté convenables.

Lits de fusion. — La composition moyenne des lits de fusion est la suivante :

Matte grillée à deux feux.....	100
Scories siliceuses de la première fonte.....	25

On fait varier un peu la proportion des scories, suivant l'allure du fourneau, mais rarement on dépasse 30 de scories pour 100 de matte grillée. On n'ajoute

jamais de scories riches en oxydule, qu'il faudrait faire venir de Gottesbelohnùng et de Saigerhütte.

On passe, en outre, dans les lits de fusion les scories de la fonte elle-même qui contiennent des grenailles ; celles qui proviennent des dérangements dans l'allure du fourneau, et contiennent de l'oxyde de cuivre, sont passées de préférence à la fin de la campagne, ou dans la première fonte.

Fourneau. — La disposition du fourneau adopté pour cette opération est analogue à celle que j'ai indiquée pour la première fonte. La partie supérieure, la cuve, est à section circulaire ; depuis le ventre jusqu'à la pierre de fond, la section a la forme d'un trapèze.

La hauteur totale du fourneau est de $3^m,60$; la hauteur de la cuve est de 2 mètres ; ses diamètres sont : au gueulard, $0^m,60$; au ventre, $1^m,10$. Les dimensions et la disposition du creuset sont celles du haut fourneau représenté pl. IV, fig. 1, 2.

L'air, chauffé à 120 ou 130 degrés, dans un appareil spécial, est lancé par une seule tuyère, placée à la warme, à $0^m,55$ au-dessus de la pierre de fond ; il est conduit par un nez, long de $0^m,15$ à $0^m,18$, jusque sur le coke chargé du côté de la poitrine.

On lance environ 6 mètres cubes d'air par minute, à la pression de $0^m,025$ à $0^m,030$ de mercure.

Travail normal. — La mise en feu et la conduite du fourneau ne présentent aucune particularité ; les matières des lits de fusion sont chargées du côté de la warme, le coke du côté de la poitrine, les scories coulent librement par les orifices ou lunettes pratiquées dans l'argile réfractaire, des deux côtés de la dame. A la fin de chaque poste, on fait la coulée de la matte et on nettoie le creuset.

La fonte est conduite très-lentement, car on ne passe pas en vingt-quatre heures plus de 7 tonnes de lits de

fusion, même quand le four est en très-bonne allure; les campagnes sont courtes, et ne durent pas plus de deux mois et demi : les parois du four sont corrodées assez vite par les scories peu siliceuses et contenant beaucoup d'oxyde de fer. On termine toujours la campagne en fondant pendant un jour ou deux des scories de l'opération elle-même; on garde pour cette fonte les scories un peu pâteuses, produites dans les dérangements momentanés, et contenant un peu d'oxydule de cuivre.

Un seul fourneau suffit pour le traitement des 830 tonnes de mattes données par les 7,640 tonnes de minerais.

Personnel. — La conduite du fourneau exige 4 fondeurs, 2 chargeurs, et 1 manœuvre. Le travail est sous la direction du maître fondeur. Le manœuvre n'est occupé que pendant la journée; les autres ouvriers sont répartis en deux brigades, qui font alternativement, chaque semaine, le poste de jour et le poste de nuit.

Produits. — On obtient deux produits principaux, la matte riche et la scorie : on retire, en outre, après les coulées, des angles du creuset, des dépôts métalliques imparfaitement fondus, plus riches en cuivre que ceux obtenus dans le travail des minerais ordinaires et réfractaires. Ces dépôts ferrugineux sont en petite quantité et ne peuvent être passés que dans la première fonte pour matte.

La matte est riche en cuivre, pauvre en soufre (environ 20 pour 100) et ne contient ordinairement que très-peu d'arsenic; elle renferme une assez forte proportion de fer, et toujours une quantité notable de nickel, de cobalt, de zinc et même de plomb. Sa teneur moyenne varie entre 50 et 52 pour 100 de cuivre, et 200 à 210 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

La scorie contient comme bases : l'alumine, la chaux,

l'oxyde de fer, les oxydes de zinc, de nickel et de cobalt, ces trois derniers en faible proportion : elle est très-basique et ne tient pas plus de 30 à 33 pour 100 de silice. Elle renferme presque toujours des grenailles, dont la présence est due principalement à la disposition du creuset, comme je l'ai déjà expliqué pour le traitement des minerais ordinaires; rarement elle contient de l'oxydule de cuivre, et sa teneur en métal est très-variable. La scorie la plus riche est celle qui surnage la matte dans les bassins extérieurs; elle est repassée dans les lits de fusion de l'opération elle-même. Les scories qui sortent dans l'intervalle des coulées sont cassées et examinées par le maître fondeur; une partie peut être jetée; une autre est conservée pour la fin de la campagne, ou envoyée à la première fonte.

Considérations économiques. — Je citerai comme exemple des frais qu'entraîne cette opération les résultats d'une campagne de soixante-cinq jours, considérée comme assez favorable. On a fondu 325 tonnes de matte grillée à deux feux, en consommant 97t,50 de coke et 2t,50 de charbon de bois (pour la mise en feu). On a brûlé dans l'appareil à air chaud 26 tonnes de bois.

On a obtenu 191 tonnes de matte riche, rendant à l'essai de 50 à 51 pour 100 de cuivre, et 205 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les frais spéciaux de cette campagne ont été les suivants :

Coke.....	97t,50	à 58 francs.....	5,655 francs.
Charbon.....	2,50	à 42 —	105
Bois.....	26,00	à 15 —	390
Main-d'œuvre....	455 journ.	à 2 —	910
Soufflerie, réparations, outils, frais divers.....			800
Frais spéciaux de la campagne.....			7,860

Soit par tonne de matte et par tonne de minerais :

Coke.....	0t,30.....	17 fr.	400	0t,0336.....	1 fr. 945
Charbon.....	0,008.....	0	336	0,0009.....	0 037
Bois.....	0,080.....	1	200	0,009.....	0 134
Main-d'œuvre...	1j,40.....	2	800	0j,157.....	0 314
Frais divers.....		2	460	.....	0 275
Frais spéciaux : Pour 1 tonne de matte....		24 fr.	196	Pour 1 tonne de minerais..	2 fr. 705

La tonne de matte pauvre a produit 0t,588 de matte riche, et, par conséquent, la tonne de minerais a donné seulement 0t,0658 de matte, rendant à l'essai 50 pour 100 de cuivre et 205 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

En prenant les résultats précédents comme représentant le rendement moyen des minerais traités, on arrive aux nombres suivants. Les 7,640 tonnes de minerais impurs ont produit 502t,71 de matte riche, contenant : cuivre, 251t,35, et argent 103k,055.

Les frais spéciaux du traitement rapportés à 1 tonne de minerais s'élèvent à 17 fr. 264.

Coke.....	0t,1826.....	10 fr.	587
Charbon.....	0,0084.....	0	353
Bois.....	0,0656.....	0	966
Spath-fluor.....	0,050.....	0	700
Main-d'œuvre.....	1j,523.....	3	046
Frais divers.....		1	612
Frais spéciaux du traitement.....		17 fr.	264

Il est utile de remarquer que ce chiffre est encore inférieur à celui du traitement des minerais réfractaires.

Mattes produites.

Les 32,711 tonnes de minerais exploités dans l'année ont produit 2,916t,71 de mattes, assez riches et assez pures pour être envoyées à l'extraction de l'argent, et

contenant, d'après les essais : 1,347t,65 de cuivre, et 7,094k,85 d'argent; soit en moyenne :

Par tonne de matte....	cuivre....	0k,462	argent	2k,432
Et par tonne de minerais.....		0,0412	—	0,217

Ces nombres diffèrent un peu de ceux donnés par les essais des minerais; mais on ne doit pas chercher à calculer, d'après les différences, les pertes dues au traitement métallurgique, parce que les essais des minerais ne peuvent pas être faits avec une exactitude suffisante.

B. — Extraction de l'argent des mattes.

Je n'ai pu obtenir, sur les deux procédés d'extraction de l'argent de MM. Augustin et Ziervogel, que des résultats d'expérimentations ; les nombres que je vais citer ne peuvent représenter que très-imparfaitement les frais qu'entraîneraient ces deux méthodes, employées régulièrement ; ils ne pourront même pas servir à faire une comparaison rigoureuse entre ces méthodes, parce que l'élément principal, la perte en argent, n'est pas déterminé avec exactitude. Je chercherai cependant à calculer les frais spéciaux de l'extraction, par tonne de matte et par tonne de minerais, afin de donner au moins un aperçu des résultats obtenus au Mansfeld dans le traitement des minerais pauvres et argentifères.

La méthode d'extraction, proposée par M. Augustin[1], comprend trois séries d'opérations : *b.—Procédé Augustin.*

1° Broyage et porphyrisation des mattes;

2° Grillage et chloruration par voie sèche;

3° Dissolution du chlorure d'argent et précipitation des métaux.

[1] Cette méthode est encore maintenant employée à Freyberg.

Première opération. — Les mattes sont d'abord pulvérisées sous les pilons d'un bocard et sans eau ; elles sont ensuite réduites en poussière impalpable entre deux meules horizontales. La matière fine produite par les meules est blutée ; par là, on sépare une petite proportion de grenailles de cuivre, qui ne se laissent pas pulvériser.

Ces grenailles contiennent de l'argent qui est nécessairement perdu : elles ne sont pas en quantité assez grande pour qu'on puisse leur appliquer un traitement spécial : on ne retirerait pas l'argent qu'elles renferment en les grillant avec les mattes, on doit donc les séparer et les envoyer à la fonte pour cuivre noir.

Il est, par suite, très-important que les mattes destinées à l'extraction ne contiennent pas de grenailles de cuivre, ou du moins n'en renferment qu'une proportion extrêmement faible.

Je n'ai pas l'intention d'entrer dans les détails de cette première opération, qui ne présente aucune difficulté, et qui exige seulement une grande surveillance.

On peut évaluer à 5 francs par tonne de matte les frais spéciaux du broyage et de la porphyrisation.

Seconde opération. — Le grillage et la chloruration sont deux opérations très-délicates, qui sont faites l'une à la suite de l'autre dans le même four. Je vais présenter d'abord les considérations générales, qui me paraissent essentielles pour faire comprendre de quelle manière ces opérations doivent être conduites.

Les mattes contiennent : du soufre, de l'argent, du cuivre, du fer, et une proportion assez variable de plomb, de zinc, de nickel, de cobalt et d'arsenic. Je supposerai d'abord que les mattes ne contiennent pas d'arsenic, j'insisterai ensuite sur la fâcheuse influence de ce corps. Le but qu'on veut atteindre est la transformation aussi complète que possible de l'argent en chlorure, qui doit

être ensuite dissous dans une liqueur chaude, contenant une forte quantité de chlorure de sodium.

Le seul agent de chloruration qu'on puisse employer par voie sèche, avec une économie convenable, est le sel commun, ou chlorure de sodium plus ou moins pur.

Ce réactif n'a aucune action sur l'argent métallique; il ne peut agir que par double décomposition sur un sel d'argent, et le seul qu'on puisse produire économiquement est le sulfate, par grillage convenable des mattes.

Le grillage doit donc précéder la chloruration, et doit être conduit de manière à produire la sulfatisation complète de l'argent.

Toute la partie de ce métal qui n'est pas transformée en sulfate se trouve dans les mattes grillées à l'état métallique, échappe à l'action du chlorure de sodium, et, par conséquent, est perdue dans l'extraction.

Pour atteindre ce premier résultat, en présence d'une proportion énorme de métaux, dont les oxydes ont, pour la plupart, une grande affinité pour l'acide sulfurique, il faut commencer le grillage à très-basse température, et avec un grand excès d'air. On évite ainsi l'agglomération qui rendrait l'oxydation incomplète; on facilite, autant que possible, la formation de l'acide sulfurique et celle du peroxyde de fer; mais, en même temps, on produit des sulfates de tous les métaux existant dans les mattes; il peut seulement y avoir une certaine quantité de peroxyde de fer non combiné avec l'acide sulfurique.

On ne peut pas faire agir le réactif chlorurant sur ce mélange de tous les sulfates; en effet, son action se portant également sur tous, il faudrait user inutilement une proportion considérable de sel, pour être certain de chlorurer tout l'argent; il faudrait aussi un temps très-long pour que l'action fût certainement complète. Or, le chlorure d'argent est un peu volatil; les

chlorures de sodium, de fer, de cuivre, de zinc..., le sont bien davantage. Ces chlorures, en se volatilisant, entraîneraient une plus forte proportion d'argent, c'est-à-dire qu'on perdrait d'autant plus d'argent qu'il y aurait plus de sulfates à transformer en chlorures. Enfin, dans l'opération suivante, dissolution et précipitation, on aurait, dans la liqueur saline, non-seulement le chlorure d'argent, mais encore une proportion considérable des chlorures de tous les autres métaux. Plusieurs d'entre eux, principalement ceux de fer et de cuivre, sont très-nuisibles à la précipitation de l'argent par le cuivre ; car ce métal devrait ramener le perchlorure de fer et le chlorure de cuivre à l'état de protochlorures, avant de pouvoir précipiter complétement l'argent.

Il est donc essentiel de décomposer par la chaleur les sulfates de fer et de cuivre formés par le grillage à basse température. Il faut deux périodes au grillage, la première pour sulfatiser, la seconde pour décomposer les sulfates inutiles ou nuisibles.

Dans la première on obtient assez facilement l'oxydation complète des métaux contenus dans la matte, et la transformation de la presque totalité du sulfure d'argent en sulfate, en opérant sur de petites charges, et en veillant à ce que les ouvriers amènent successivement toutes les parties de la matte à la même température et au contact des gaz oxydants, par un travail presque continu au rable et à la spadelle.

La seconde période, la calcination, présente des difficultés plus grandes, et le but n'est jamais complétement atteint. Dans un laboratoire, et en opérant sur un poids très-faible de matières, on peut arriver à préserver le sulfate d'argent, tout en décomposant entièrement par une chaleur rouge cerise, longtemps prolongée, les sulfates de fer et de cuivre ; ceux de zinc, de nickel, de

cobalt, ne sont que partiellement décomposés à cette température, le sulfate de plomb résiste mieux encore que celui d'argent : la condition principale de réussite est que toute la masse sur laquelle on opère soit bien à la même température.

Dans un four à réverbère cette condition ne peut pas être satisfaite; la chaleur est toujours bien plus élevée auprès du pont; il faut, pour chauffer à peu près également toute la charge, que l'ouvrier ramène successivement et constamment au pont les parties qui en étaient éloignées au commencement de la calcination, et répète cette manœuvre chaque fois qu'il a porté le four à une température plus élevée.

Au point le plus chaud, c'est-à-dire auprès du pont, on ne doit pas dépasser le rouge cerise, au-dessus duquel le sulfate d'argent pourrait être décomposé, et les autres sulfates ne sont pas exposés pendant un temps assez long à cette température pour perdre autant d'acide sulfurique qu'on pourrait leur en enlever au laboratoire, en opérant sous une moufle et sur quelques grammes de matière. On doit d'ailleurs toujours craindre, vers la fin de l'opération, que l'ouvrier n'élève la température du four au-dessus du point convenable en chargeant trop de combustible à la fois. On doit arrêter la calcination alors qu'il reste encore un peu de sulfate de cuivre et de sous-sulfate de fer, dans la crainte de décomposer une partie du sulfate d'argent, en chauffant plus fort ou plus longtemps.

Lorsque la matte grillée est au rouge cerise et ne laisse plus dégager que très-peu de vapeurs d'acide sulfurique, on suit la marche de la décomposition des sulfates en prenant des essais. En divers points de la charge on prend une petite quantité de matière qu'on met encore chaude dans l'eau; la coloration bleue de la liqueur fait recon-

naître l'existence du sulfate de cuivre non décomposé ; on doit arrêter la calcination, et sans avoir dépassé le rouge cerise, quand la coloration bleuâtre de l'eau, à peine sensible pour une prise d'essai, indique qu'il ne reste plus que très-peu de sulfate de cuivre à décomposer.

On peut espérer qu'à ce moment la matte grillée et calcinée contient encore la presque totalité de l'argent à l'état de sulfate ; mais elle renferme une faible proportion de sulfate de cuivre et de sous-sulfate de fer et une quantité variable de sulfates de plomb, de zinc, de nickel et de cobalt; la plus grande partie du fer et du cuivre, une faible partie du zinc, du nickel et du cobalt, sont à l'état d'oxydes.

Sitôt que la calcination est terminée, on procède à la chloruration : la première difficulté qui se présente est le mélange du chlorure de sodium avec la matte qui est au rouge sur la sole du réverbère.

La chloruration, c'est-à-dire la double décomposition des sulfates par le chlorure alcalin, ne peut être complète que si toutes les matières sont mélangées intimement. On ne peut pas introduire le sel tout seul, parce qu'il entrerait en fusion avant que l'ouvrier eût eu le temps de brasser toutes les matières ; le mélange ne serait pas intime, la chloruration serait incomplète. On ne peut pas, non plus, laisser refroidir le four au-dessous du rouge sombre, température à laquelle le mélange intime du sel avec la matte pourrait se faire aisément, d'abord parce qu'on perdrait du temps et du combustible, ensuite, et principalement, parce qu'il faudrait porter de nouveau toutes les matières au rouge, température nécessaire pour les réactions ; pendant ce réchauffement, certainement assez long, la perte en argent par volatilisation des chlorures serait très-forte.

On a depuis très-longtemps trouvé le moyen de tourner

ces difficultés : le sel, préalablement fondu et pulvérisé, est mélangé d'avance avec de la matte grillée et calcinée, froide ; ce mélange peut être très-rapidement réparti par brassage dans la matte qui se trouve au rouge sur la sole; il s'échauffe très-vite en refroidissant un peu le four, sans abaisser cependant la température au-dessous du degré nécessaire aux réactions.

La chloruration peut être complète en très-peu de temps, ce qui est indispensable pour diminuer autant que possible les pertes par volatilisation.

Les pertes dépendent, en partie, des soins que les ouvriers apportent aux diverses phases de ces opérations complexes; en partie, de la composition chimique des mattes. Les causes de perte sont très-nombreuses; j'indiquerai seulement celles qui peuvent avoir le plus d'influence sur les résultats de l'extraction.

On peut considérer comme perdu l'argent qui existe à l'état métallique dans les mattes chlorurées et celui qui est volatilisé à l'état de chlorure pendant la dernière période de l'opération [1].

L'argent reste à l'état métallique quand l'ouvrier a poussé trop loin la calcination et déterminé la décomposition partielle du sulfate d'argent d'abord formé, ou bien quand les mattes ne contiennent pas une proportion de soufre assez grande pour que l'acide sulfurique fasse passer tous les métaux à l'état de sulfates. Il convient de remarquer à ce sujet que, dans les fours à deux soles, en usage au Mansfeld et à Freyberg, l'acide sulfurique et l'acide sulfureux, qui se dégagent pendant la calcination sur la sole inférieure, contribuent à former des sulfates sur la sole supérieure, en même temps que l'acide sulfurique produit par l'oxydation directe du

[1] Dans les chambres de condensation on retrouve seulement une partie du chlorure d'argent volatilisé.

soufre. Dans ces conditions, la proportion de soufre contenue dans les mattes du Mansfeld, environ 20 pour 100, paraît plus que suffisante quand le grillage est conduit avec lenteur,

La perte par volatilisation du chlorure d'argent est d'autant plus grande qu'on chauffe plus fort et plus longtemps pendant la chloruration, et que la proportion des chlorures volatils est plus forte.

Les chlorures les plus volatils sont ceux de sodium, de fer, de zinc ; ceux de plomb, de nickel et de cobalt le sont notablement moins.

La proportion de sel qu'il est nécessaire d'employer, le temps pendant lequel il faut chauffer pour compléter la chloruration, dépendent de la quantité des sulfates, qui doivent tous être transformés en chlorures. Pour des mattes de composition déterminée, le soin apporté à la calcination a la plus grande influence sur la portion du sulfate de fer qui reste non décomposée ; plus cette portion est grande, et plus il faut employer de sel, plus longtemps il faut chauffer ; comme le chlorure de fer est très-volatil, la perte en argent est beaucoup augmentée par la volatilisation du chlorure de fer et du chlorure de sodium, employés en excès, qui entraînent notablement le chlorure d'argent.

L'habileté de l'ouvrier n'a, au contraire, qu'une très-faible influence sur la perte d'argent, toujours très-grande, qui a été constatée dans le traitement des mattes zincifères. Le sulfate de zinc se forme très-aisément, se décompose très-difficilement ; presque tout le zinc est encore à l'état de sulfate au moment de la chloruration ; sa présence force à employer un excès de chlorure de sodium ; la perte en argent est inévitable, elle est due à l'entraînement du chlorure d'argent par les chlorures de sodium et de zinc.

L'existence, dans les mattes grillées et calcinées, des sulfates de cuivre, de plomb, de nickel et de cobalt augmente aussi la perte en argent, en obligeant à employer plus de sel pour la chloruration ; mais les chlorures de ces métaux étant moins volatils que ceux de zinc et de fer, leur influence n'est pas aussi grande.

Je vais maintenant considérer le cas particulier et très-important des mattes arsenicales, desquelles on ne parvient à retirer qu'une fraction d'autant plus faible de l'argent contenu que l'arsenic est lui-même en quantité plus grande.

J'ai indiqué précédemment que le grillage des mattes doit être commencé à basse température, en présence d'un excès d'air, afin de faciliter autant que possible la production des sulfates; dans ces conditions on ne peut chasser qu'une faible partie de l'arsenic à l'état d'acide arsénieux; la presque totalité reste dans la matte grillée, formant des arséniates indécomposables par la chaleur. Pour la chloruration, il faut employer une proportion de sel plus forte et chauffer longtemps pour que la double décomposition des arséniates par le chlorure de sodium soit à peu près complète. Il en résulte une perte très-notable en argent par volatilisation, en raison de l'excès du chlorure de sodium et des chlorures métalliques volatils (principalement du chlorure de fer), qui résultent de la décomposition des arséniates, et du temps plus long qu'il faut accorder à la chloruration.

Ce n'est pas là, du reste, la seule influence fâcheuse de l'arsenic dans l'extraction ; les mattes chlorurées contiennent presque tout l'acide arsénique, à l'état d'arséniate de soude; quand on cherche, dans l'opération suivante, à dissoudre le chlorure d'argent dans la dissolution saline, l'arséniate de soude décompose les chlorures métalliques et reforme des arséniates, nettement

insolubles en présence du chlorure de sodium. On doit donc reproduire par voie humide, dans les cuves à dissolution, les arséniates formés pendant le grillage, transformés en chlorures dans le four à réverbère.

Quand l'arsenic est en faible quantité, on peut espérer que la grande affinité du peroxyde de fer pour l'acide arsénique préserve en partie l'argent de la précipitation; mais le fait n'est pas du tout certain, car l'arséniate d'argent est aussi nettement insoluble que ceux de peroxyde de fer et des autres oxydes métalliques, même en présence d'une dissolution chaude et concentrée de chlorure de sodium.

Les mattes très-chargées d'arsenic ne peuvent donner que très-peu d'argent à l'extraction par la méthode de M. Augustin; une partie très-notable du métal est volatilisée pendant la chloruration; une autre partie, qui peut-être est plus forte encore, reste insoluble à l'état d'arséniate dans les résidus cuivreux; ceux-ci contiennent une très-grande quantité d'arséniates de tous les métaux contenus dans les mattes, et leur traitement pour cuivre présente de grandes complications.

Les mattes du Mansfeld contiennent en général très-peu d'arsenic; la pyrite arsenicale n'existe en proportion notable que dans les minerais impurs, traités à la Kupferkammerhütte, dans laquelle le traitement pour matte, en quatre opérations, a pour but et pour effet d'expulser la plus grande partie de l'arsenic, en même temps que le zinc.

Les détails dans lesquels je viens d'entrer au sujet de la chloruration font comprendre la grande importance qu'on attache au Mansfeld à n'envoyer à l'extraction que des mattes riches et pures, contenant encore beaucoup de soufre.

Il me reste encore à expliquer pour quelle raison les

grenailles de cuivre ne peuvent pas être soumises à l'extraction en même temps que les mattes porphyrisées. Ces grenailles ne peuvent pas être pulvérisées; elles ne font que se déchirer et s'aplatir sous les pilons et entre les meules; pendant le grillage et la chloruration les actions chimiques ne s'exercent qu'à la surface, ne pénètrent pas à l'intérieur. La presque totalité des métaux reste inattaquée. Il est donc inutile de les traiter avec les mattes.

Description du travail. — Les opérations sont faites dans des fours à deux soles superposées, représentées pl. IV, fig. 6, 7; les uns servent au grillage et à la chloruration; dans les autres on prépare les mattes grillées qui doivent être mélangées froides avec le chlorure de sodium.

Le sel employé est fondu d'avance dans une grande chaudière en fonte, munie d'un couvercle mobile en tôle; après fusion il est pulvérisé sur une plaque de fonte et conservé dans des caisses en bois bien fermées.

L'opération entière est divisée en trois périodes : sulfatisation, calcination, chloruration. Les deux premières sont conduites tout à fait de la même manière quand il s'agit de préparer des mattes grillées, destinées à être mélangées avec le sel après refroidissement, et quand on doit faire de suite la chloruration; je n'ai donc besoin de décrire le travail que dans ce dernier cas.

La sole supérieure sert au grillage et à la sulfatisation; sur la sole inférieure on fait les deux autres parties de l'opération : la décomposition des sulfates et la chloruration.

Le travail sur les deux soles exige deux hommes par poste, 1 ouvrier grilleur et 1 manœuvre, sous la surveillance du chef de l'atelier d'extraction : les matières diverses sont apportées auprès des fours par des rouleurs.

Sur la sole supérieure, on charge 225 kilogrammes,

on étend avec un rable et on laisse la matte s'échauffer pendant une heure; il faut ensuite, de demi-heure en demi-heure, renouveler les surfaces et changer la matte de place, en amenant auprès du pont la partie qui était près du rampant : l'ouvrier se sert alternativement d'un rable à plusieurs dents et d'une spadelle. Comme la charge est très-faible relativement à la surface de la sole, l'épaisseur de la matte est très-petite, et le grillage peut se faire avec une grande facilité : l'oxydation est à peu près complète quatre heures et demie après le chargement; mais on doit attendre pour faire passer les matières sur la sole inférieure que l'opération sur cette dernière soit terminée. Quand la charge a été retirée du four inférieur, on fait tomber la matière grillée par une ouverture rectangulaire située près de la porte de travail, et fermée pendant l'opération par une plaque de fonte.

Sur la sole inférieure, la matte grillée est étalée avec un rable, et on la laisse s'échauffer progressivement pendant une demi-heure : on chauffe ensuite peu à peu, de manière à porter le four au rouge vif dans l'espace de deux heures. On maintient alors la température stationnaire pendant environ deux heures. Durant tout ce temps l'ouvrier, travaillant alternativement avec le rable et avec la spadelle, s'efforce d'exposer toutes les parties de la charge à la même température, afin de régulariser la décomposition des sulfates. Pendant les derniers moments de cette période de calcination, il prend en différents points du four une petite quantité de matte, et la met dans des capsules contenant de l'eau et rangées près du four. La coloration bleue décroissante que prend la liqueur indique la marche de l'opération.

L'aide a dû préparer, dans une bâche spéciale, un mélange de 15 kilogrammes de sel fondu et pulvérisé avec 100 kilogrammes de matte grillée froide; dès que les

essais indiquent que la décomposition des sulfates est suffisamment avancée, l'ouvrier charge à la pelle le mélange préparé d'avance. Il brasse aussi rapidement que possible toutes les matières, et tâche de produire le mélange intime de la matte froide avec celle qui est au rouge sur la sole. Il ferme ensuite la porte et laisse la chloruration s'effectuer pendant un quart d'heure, ou vingt minutes au plus.

Il procède ensuite au défournement et fait tomber toute la charge dans une brouette en tôle, dans laquelle on la laisse refroidir jusqu'à ce qu'on puisse la rouler au monte-charge, et l'élever à l'étage supérieur au magasin des mattes grillées et chlorurées.

L'ouvrier fait tomber une nouvelle charge de la sole supérieure dans le four inférieur, et le travail continue, pourvu toutefois qu'on ait des ouvriers assez exercés pour conduire convenablement les opérations pendant la nuit. Dans ce cas, on peut élaborer près de cinq charges en vingt-quatre heures, en brûlant de 1^{t},20 à 1^{t},25 de bois.

Le four ne se détériore que lentement et peut faire des campagnes assez longues ; on compte au moins 300 jours d'activité dans l'année.

Considérations économiques. — En supposant qu'on ait à traiter par la méthode de M. Augustin la totalité des mattes produites au Mansfeld, 2,917 tonnes, chaque four pouvant servir au grillage de 337^{t},50 de matte, il faut, pour le grillage et la chloruration, neuf fours à réverbère à deux soles, et quatre fours pour la préparation des mattes grillées, qui doivent être mélangées froides avec le sel.

On consomme 4,536 tonnes de bois, 193^{t},50 de sel, et on emploie 15,120 journées d'ouvriers.

Les frais spéciaux du grillage et de la chloruration sont approximativement les suivants :

Bois.....	4,536 tonnes à	15 francs...	68,040 francs.
Sel.....	193t,50 à	120 — ...	23,220
Main-d'œuvre....	15,120 journ. à	3 — ...	45,360
Outils, réparations, frais et transports divers.....			7,500
Frais spéciaux de la chloruration.....			144,120 francs.

Soit par tonne de matte :

Bois.....	1t,153.....	25 fr.	325
Sel.....	0 ,066.....	7	920
Main-d'œuvre...	5j,20.....	15	600
Outils, réparations, frais divers.....		2	571
Frais spéciaux pour 1 tonne de matte..		49 fr.	416

Dans les chambres de condensation, disposées au-dessus des fours, on recueille une assez grande quantité de poussières fines, entraînées pendant le travail sur la sole supérieure, un peu agglomérées par des chlorures volatilisés. Ces matières ne sont qu'imparfaitement oxydées et chlorurées; cependant on les porte à la lixiviation en même temps que les mattes retirées des fours inférieurs. Je n'ai pu me procurer aucun renseignement sur leur proportion et leur teneur en chlorure d'argent.

Troisième opération. Lixiviation et précipitation. — Cette série d'opérations exige seulement de courtes explications; les réactions sont simples et faciles à comprendre; le travail des ouvriers n'est ni pénible ni difficile; il peut être aisément réglé par le directeur de l'usine ou par le chef de l'atelier.

Dans les cuves à dissolution, disposées sur la même ligne au premier étage (pl. IV, fig. 10), sont contenues les mattes grillées et chlorurées, encore chaudes; la charge est d'environ 500 kilogrammes par cuve. Par le canal supérieur *ab*, on fait arriver une dissolution de chlorure de sodium, contenant de 20 à 22 pour 100 de

sel, chauffée à 55 degrés dans une chaudière spéciale, à l'aide de la vapeur.

Dès que les cuves sont presque remplies, on cesse de faire arriver la dissolution de sel ; on ouvre les robinets et on fait couler une partie seulement du liquide : on ferme les robinets, quand les mattes sont encore couvertes de $0^m,12$ à $0^m,15$ de dissolution, et on laisse en repos pendant une heure. Ces premières manipulations ont pour but d'imprégner bien complétement la matte grillée de la dissolution saline et de dissoudre la plus grande partie des chlorures. On ouvre de nouveau les robinets, et on fait écouler tout le liquide des cuves. Pour achever la dissolution du chlorure d'argent et laver les matières, on fait arriver pendant vingt heures consécutives la dissolution saline sur la matte, en réglant les robinets d'arrivée et d'écoulement de manière que la matte soit constamment recouverte d'une couche extrêmement mince de liquide.

Afin de mieux répartir la dissolution dans toute la masse, on place dans chaque cuve, et au-dessus de la matte, un disque en bois percé de trous très-petits, produisant le même effet qu'une pomme d'arrosoir. On évalue à 6 mètres cubes le volume de la dissolution saline qu'il faut faire passer dans une cuve, pour dissoudre et entraîner la totalité du chlorure d'argent contenu dans les 500 kilogrammes de matte qu'elle renferme. On peut s'assurer que le lavage est complet, en recevant le liquide qui coule du robinet dans une capsule et en plongeant dans la liqueur une lame de cuivre bien décapée : si la surface du cuivre ne se recouvre d'aucun dépôt métallique, on peut considérer le lavage comme terminé. Dans le cas contraire, on fait encore couler la dissolution saline dans la cuve, jusqu'à ce qu'un nouvel essai ne laisse plus se former de précipité métallique sur le cuivre.

Le liquide sortant des robinets est conduit par les canaux *cd* dans deux grandes cuves de clarification *e*, disposées l'une à côté de l'autre, au-dessus des diverses séries de cuves à précipitation. Dans chacune d'elles le liquide est amené par un tuyau en bois qui plonge jusqu'au fond, tandis que l'écoulement a lieu par un robinet placé à la partie supérieure. Cette disposition permet aux matières fines, entraînées à travers les filtres des cuves à dissolution, de se déposer en grande partie. Les dépôts sont extraits à la fin de chaque semaine, quand on arrête le travail pour le dimanche.

La dissolution presque claire est répartie, par le canal *f*, entre les diverses séries de cuves à précipitation : chaque série se compose de quatre cuves, disposées en gradins, *g*, *g*, *h*, *h*. Dans les cuves *g*, *g*, on place, dans les deux compartiments et sur le filtre, une épaisseur d'environ $0^m,15$ de cuivre de cément ; les cuves *h*, *h* contiennent à peu près la même hauteur de ferraille divisée en très-petits fragments. Dans chaque cuve le liquide arrive dans le plus grand des deux compartiments, passe sous le filtre et remonte dans le plus petit pour sortir par le robinet placé vers le milieu de la hauteur ; la liqueur traverse ainsi deux fois le métal qui doit terminer la précipitation. L'écoulement est continu, et la liqueur saline sort des cuves inférieures parfaitement privée d'argent et de cuivre, mais chargée d'une proportion très-forte de protochlorure de fer.

Tous les deux ou trois jours on arrête le mouvement de la dissolution des chlorures, successivement dans chacune des séries de cuves ; on enlève l'argent déposé sur le cuivre dans les cuves *g*, *g*, et le cuivre précipité sur le fer dans les cuves *h*, *h*. On renouvelle les deux métaux qui servent aux précipitations, et on remet la série en activité.

Les eaux qui s'écoulent par le canal inférieur *i* sont

conduites dans de très-grands bassins, où l'action oxydante de l'air sur le protochlorure de fer détermine la précipitation presque complète du métal à l'état de sous-sel de peroxyde. Quand cette action paraît terminée, on relève la dissolution saline, à l'aide d'une pompe, dans la chaudière de concentration. En opérant ainsi, on diminue beaucoup la consommation de sel; on ne peut cependant pas éviter une perte très-notable, car les dépôts ferrugineux restent imprégnés d'une forte proportion de la dissolution dans laquelle ils se sont formés. Ils sont trop gélatineux pour être lavés facilement, et d'ailleurs leur lavage augmenterait beaucoup la masse d'eau à vaporiser dans la chaudière de concentration.

La manœuvre des cuves à dissolution exige beaucoup de main-d'œuvre. Dès que le lavage est terminé dans une cuve, on la roule sur son chariot porteur jusqu'à la place de lavage des résidus cuivreux. On la remplit d'eau chaude ayant déjà servi une fois; on laisse digérer quelques instants, puis on fait couler par le robinet dans un réservoir spécial; on fait de la même manière un second lavage avec de l'eau chaude n'ayant pas encore servi; l'eau qui sort alors du robinet sert à faire le premier lavage pour une seconde cuve, et peut être envoyée dans le même réservoir. On termine par deux lavages à l'eau chaude et à l'eau froide, mais on ne cherche pas à recueillir les eaux parce qu'elles contiennent trop peu de sel. Les eaux du réservoir sont remontées dans la chaudière de concentration.

Le lavage des résidus étant terminé, on renverse la cuve à l'aide d'un appareil spécial : les résidus tombent à l'étage inférieur et sont mis en dépôt pour être transportés plus tard à l'atelier de la fonte pour cuivre noir. La cuve est remise sur son chariot, on la roule au-dessous du dépôt des mattes grillées; on y introduit une nou-

velle charge de 500 kilogrammes et on la ramène à sa place sous le conduit *a b*.

Les cuves sont ainsi vidées et chargées successivement, en sorte qu'il n'y a aucune interruption dans la précipitation.

Produits et réactions. — On obtient trois produits utiles différents : les résidus cuivreux lavés ; l'argent brut, retiré des cuves *g*, *g* ; le cuivre de cément, provenant des cuves *h*, *h*.

Résidus. — La composition des résidus cuivreux est très-variable avec la pureté des mattes soumises à l'extraction. Dans les mattes obtenues ordinairement au Mansfeld l'arsenic est en proportion très-faible, les résidus sont composés presque exclusivement d'oxydes de fer et de cuivre ; ils ne contiennent que très-peu d'arséniates et d'oxydes de métaux étrangers, de cobalt, de nickel, de zinc, de plomb. Leur teneur en argent est négligeable quand les opérations ont été bien conduites ; elle dépend principalement des soins apportés par les ouvriers au grillage et à la calcination.

Dans le traitement des mattes très-arsenicales les résidus sont plus impurs et retiennent toujours un peu plus d'argent : les mattes chlorurées contiennent, à l'état d'arséniate de soude, l'acide arsenique produit par le grillage ; dans les cuves à dissolution, l'arséniate de soude et les chlorures solubles reproduisent, par double décomposition, des arséniates métalliques insolubles : une certaine quantité d'argent se trouve dans les résidus à l'état d'arséniate insoluble ; mais cette quantité est probablement très-faible, et certainement la teneur en argent des résidus n'augmente pas proportionnellement à l'impureté des mattes. Les résidus sont au contraire d'autant plus chargés d'arséniates que les mattes contiennent plus d'arsenic.

La dissolution qui passe dans les cuves à précipitation ne contient jamais d'arsenic.

Les résidus cuivreux doivent être lavés avec grand soin avec de l'eau chaude et pure, afin d'enlever la totalité du chlorure de sodium dont ils sont imprégnés : ce sel serait très-nuisible dans la fonte pour cuivre noir, comme je l'indiquerai bientôt.

Argent brut. — L'argent brut est retiré deux fois par semaine des cuves *g*, *g*, dans lesquelles il forme, au-dessus du cément, une couche d'environ 0m,05 d'épaisseur. Il est assez impur et contient souvent un peu de cuivre, très-fréquemment du plomb.

Je dois présenter quelques considérations générales sur le mode de précipitation de l'argent, pour faire mieux comprendre les précautions qui sont nécessaires pour l'enlèvement du métal précipité et pour la manipulation du cément.

Les eaux salées contenant en dissolution le chlorure d'argent et des chlorures métalliques, de fer, de cuivre, de plomb, de zinc, de cobalt et de nickel, traversent successivement les quatre compartiments des deux cuves qui renferment le cément.

Le cuivre précipite rapidement l'argent, plus lentement une partie du plomb, mais il ramène à l'état de protochlorures les perchlorures de fer et de cuivre, et la précipitation de l'argent ne peut être complète qu'après l'entière transformation des deux perchlorures.

On voit déjà, par ce simple exposé, combien il est important de diminuer autant que possible la proportion des chlorures de fer et de cuivre et, par conséquent, de pousser la calcination, qui détermine la décomposition des sulfates des deux métaux, aussi loin qu'on peut le faire sans risquer de détruire une partie du sulfate d'argent. La présence de l'arsenic dans les mattes

a certainement une influence sur la proportion des chlorures de cuivre et de fer que contient la matte chlorurée ; mais une partie de ces sels est décomposée dans les cuves à dissolution par l'arséniate de soude, et ne passe pas dans les cuves à précipitation.

Quand la dissolution saline ne contient que très-peu de chlorures de fer et de cuivre, l'argent est presque entièrement précipité par le cément contenu dans le premier compartiment de la cuve supérieure ; dans les trois autres il ne se dépose qu'une très-faible quantité d'argent : c'est là le cas le plus ordinaire au Mansfeld ; mais si la dissolution renferme une proportion un peu notable de ces deux chlorures, la précipitation de l'argent est moins rapide, il s'en dépose encore notablement dans la seconde cuve. Il est alors nécessaire d'augmenter l'épaisseur du cément dans les quatre compartiments, afin d'obtenir certainement la précipitation complète. Je n'ai besoin de considérer que le cas général, celui où la majeure partie de l'argent est précipitée dans le premier compartiment de la cuve la plus élevée.

Chaque grain de cuivre agit très-énergiquement sur la dissolution, tant que la surface est bien nette, beaucoup plus lentement, au contraire, quand la couche d'argent déposée sur le cuivre vient empêcher le contact du métal avec la dissolution : il faut environ trois jours pour que la totalité du cuivre soit remplacée par l'argent précipité, sur une épaisseur de $0^m,05$ à $0^m,06$; cette couche peut être enlevée comme argent brut, ne renfermant plus de cuivre. Le cément qui reste au-dessous et celui des trois autres compartiments n'est pas altéré ou, du moins, chaque grain de cuivre n'est recouvert que d'une faible épaisseur d'argent.

On ne peut être certain de la précipitation complète de l'argent que si la dissolution saline traverse une certaine

épaisseur de cuivre sans laisser précipiter de métal ; par conséquent on doit remplacer le cément dans la seconde cuve dès qu'on aperçoit une certaine proportion d'argent se déposer sur le cuivre dans le dernier compartiment.

Le cément enlevé ne peut être utilisé que dans le premier compartiment de la cuve supérieure, là où l'action plus énergique de la liqueur saline peut amener la dissolution rapide de la totalité du cuivre.

Ordinairement on remplace à la fin de chaque semaine le cément de la cuve inférieure, et on le reporte dans la cuve supérieure.

La manœuvre est un peu différente dans le cas où les liqueurs salines renferment une notable proportion de chlorures de fer et de cuivre; le cuivre du premier compartiment sert principalement à la transformation des perchlorures en protochlorures; une troisième cuve est nécessaire, ou du moins il faut beaucoup augmenter la hauteur du cément dans tous les compartiments, si on conserve seulement deux cuves à précipitation. L'argent brut est réparti dans deux ou même dans trois compartiments, et il faut attendre pour l'enlever que tout le cuivre soit dissous dans l'un d'eux.

L'argent brut est affiné et fondu en lingots; l'affinage peut être fait soit dans des creusets en plombagine par une faible proportion de nitre, soit sur une sole en os calcinés dans un four de coupellation. Le premier mode d'affinage est plus simple et suffit très-bien quand l'argent ne contient qu'un peu de plomb et des traces de cuivre. Le second est plus convenable quand l'argent est plus impur et renferme une proportion un peu plus forte de plomb ou de cuivre.

Je ne décrirai pas ici ces deux modes d'affinage, sur lesquels j'insisterai longuement dans la métallurgie du plomb.

chaque opération, on obtient pour les frais d'extraction de l'argent, rapportés à 1 tonne de matte, les détails suivants :

Bois	1t,760	26 fr.	400
Sel	0,199	23	880
Main-d'œuvre	6j,331	18	582
Broyage		5	000
Affinage de l'argent		0	825
Frais divers		4	301
Frais spéciaux		78 fr.	988

Ces frais sont très-élevés; les pertes en métaux utiles, argent et cuivre, sont encore plus fortes; je dois faire observer que les nombres cités dans ma description ont été calculés d'après les résultats d'essais en grand, continués pendant longtemps, mais peut-être insuffisants pour donner aux ouvriers toute l'habileté pratique indispensable à la bonne application du procédé. J'ai insisté sur les difficultés que présentent le grillage et la chloruration au réverbère et, certainement, la consommation de sel et les pertes en métaux peuvent être diminuées progressivement; il en est de même pour la perte de sel dans la dernière partie du traitement. Je crois, pour ces raisons, qu'on doit considérer les nombres précédents comme un *maximum*, pour les frais et pour les pertes, et qu'ils ne seraient pas atteints dans une usine qui traiterait régulièrement, par la méthode de M. Augustin, des mattes aussi pures que celles du Mansfeld.

b'. — Procédé de M. Ziervogel. Le second procédé d'extraction de l'argent, imaginé par M. Ziervogel, est plus simple, entraîne des frais moins élevés; mais il est d'une application peut-être encore plus difficile.

Il diffère de la méthode que je viens de décrire par une simplification très-importante. M. Augustin considère comme indispensable de transformer l'argent en

chlorure, afin de le dissoudre facilement dans une dissolution de chlorure de sodium : M. Ziervogel n'admet pas l'utilité de cette chloruration, et pense pouvoir dissoudre dans l'eau chaude la totalité de l'argent amené par grillage à l'état de sulfate.

La série des opérations est la suivante :

1° *Broyage* et *porphyrisation* des mattes argentifères ;

2° *Grillage* et *calcination* ;

3° *Lixiviation* et *précipitation*.

Je n'aurai que peu de détails à donner sur chacune d'elles, parce qu'elles présentent beaucoup d'analogie avec les opérations correspondantes de la méthode de M. Augustin.

Première opération. — Les mattes sont d'abord pulvérisées sous les pilons d'un bocard ; on achève ensuite de les réduire en poudre presque impalpable entre deux meules horizontales. On sépare par un blutage les grains de cuivre métallique, qu'elles contiennent parfois en faible proportion. Les grains sont portés directement à la fonte pour cuivre noir, et l'argent qu'ils renferment est perdu.

Seconde opération. Grillage et calcination. — Le but qu'on se propose d'atteindre est de transformer la totalité de l'argent en sulfate soluble dans l'eau, en ne laissant dans le produit définitif qu'une proportion aussi faible que possible des sulfates solubles des autres métaux. Cette dernière condition est bien différente de celle que j'ai signalée dans la méthode de M. Augustin : en effet, dans cette méthode, les sulfates sont tous transformés en chlorures, et, dans l'opération suivante, la présence des perchlorures de fer et de cuivre empêche ou retarde beaucoup la précipitation de l'argent par le cuivre. Dans le procédé de M. Ziervogel, on dissout dans l'eau chaude les sulfates existant dans la matte grillée ;

ceux de fer et de cuivre n'ont pas sur la précipitation de l'argent, dans une liqueur neutre, une influence aussi grande que celle des chlorures des mêmes métaux dans une liqueur saline.

Les sous-sulfates de fer et de cuivre, insolubles dans l'eau, ne peuvent d'ailleurs gêner les opérations ultérieures ; ils doivent même être très-utiles dans le traitement des résidus cuivreux, en apportant un peu de soufre dans les lits de fusion.

L'opération est faite dans le four à réverbère (pl. IV, fig. 6, 7) à deux soles superposées : elle est divisée en deux périodes, le grillage et la calcination. Sur la sole supérieure, la matte est soumise à l'action de l'air en excès, à une température très-basse, ne dépassant pas le rouge sombre ; on cherche à oxyder tous les corps contenus dans la matte et à produire une proportion assez grande de sulfates métalliques pour qu'on puisse être certain de la sulfatisation complète de l'argent. Sur la sole inférieure, on élève progressivement jusqu'au rouge cerise la température de la matte grillée : on doit décomposer la plus grande partie des sulfates autres que celui d'argent ; mais il est essentiel de ne détruire aucune partie du sulfate d'argent et de ne pas lui enlever sa solubilité dans l'eau par une calcination trop prolongée. C'est là le point le plus important et en même temps la grande difficulté du grillage dans le procédé de M. Ziervogel. Il faut non-seulement faire passer la totalité de l'argent à l'état de sulfate, mais encore conserver à ce sulfate sa solubilité, toujours très-faible, en obtenant, autant que possible, les autres métaux à l'état d'oxydes ou de sous-sulfates insolubles.

Avec des ouvriers habiles et bien dirigés, on peut atteindre le résultat, quand les mattes ne contiennent pas une proportion notable d'arsenic et d'antimoine ; mais

en opérant sur des mattes contenant une certaine quantité de ces deux corps, il est impossible d'éviter la formation d'arséniate et d'antimoniate d'argent : leur proportion est d'autant plus forte que celle de l'arsenic et de l'antimoine est elle-même plus grande. On n'a pas, comme dans le grillage des mattes non argentifères du pays de Galles, la faculté de volatiliser la majeure partie de ces deux corps dans la première période de l'opération, et les arséniates et les antimoniates ne sont pas décomposés pendant la calcination.

Il me paraît utile d'insister un peu sur ces difficultés.

Dans le grillage à basse température, l'action de l'air en excès facilite la production des sulfates, mais en même temps fait passer la presque totalité de l'arsenic et de l'antimoine à l'état d'arséniates et d'antimoniates ; il n'est possible de produire de l'acide arsénieux et de l'oxyde d'antimoine, composés volatils, qu'en limitant beaucoup la proportion de l'oxygène servant au grillage. Par là, on perd nécessairement beaucoup de soufre à l'état d'acide sulfureux ; on n'est pas certain de produire assez d'acide sulfurique pour sulfatiser la totalité de l'argent.

Pour le cas des mattes impures, on est donc placé entre deux écueils : en cherchant à expulser le plus possible d'arsenic et d'antimoine par la limitation de l'air employé à l'oxydation, on perd beaucoup de soufre, on s'expose à laisser à l'état métallique une notable partie de l'argent ; en faisant agir l'air en excès, on est plus certain de faire passer l'argent à l'état de sulfate, mais on n'expulse qu'une portion insignifiante de l'arsenic et de l'antimoine ; une partie de l'argent est rendue insoluble par la formation d'arséniate et d'antimoniate.

Dans ces dernières années, on a cherché à résoudre ce problème difficile par un artifice très-ingénieux. On

fait encore arriver un excès d'air dans le four, mais on mélange avec la matte, chargée sur la sole supérieure, environ 10 pour 100 de lignites en petits fragments. Les gaz et la vapeur d'eau que ce combustible dégage lentement, et pendant les premières heures du grillage, rendent nécessairement beaucoup moins intime le contact de l'oxygène en mouvement avec les corps qui doivent être oxydés ; l'arsenic et l'antimoine peuvent être volatilisés à l'état d'acide arsénieux et d'oxyde d'antimoine en plus grande quantité : on perd encore du soufre ; on en perd peut-être même plus que si l'on opérait le grillage de la matte toute seule, en limitant la quantité d'air, parce que la vapeur d'eau que dégage lentement le lignite et celle que produit la combustion des gaz hydrogénés donnent beaucoup d'hydrogène sulfuré.

La sulfatisation de l'argent doit être produite en grande partie par les acides sulfureux et sulfurique dégagés par la calcination sur la sole inférieure.

En outre, on opère l'extraction de l'argent sur des mattes plus riches en cuivre que celles traitées en 1850 : on concentre les mattes jusqu'à la teneur de 65 à 66 pour 100 par un rôtissage au réverbère, dans lequel on peut expulser encore une certaine quantité d'arsenic et d'antimoine, en perdant nécessairement du soufre.

Comme ces modifications sont postérieures à l'année pour laquelle je donne les résultats numériques, je me contenterai de les signaler, et dans ce qui va suivre j'admettrai que les opérations sont conduites comme elles l'étaient en 1850.

Opération. — On charge sur la sole supérieure 216 kilogrammes de matte porphyrisée, et on conduit le grillage comme dans la méthode de M. Augustin, en n'élevant la température au rouge sombre que vers la fin de cette première période d'oxydation : on fait ensuite tomber

la charge dans le four inférieur, et on chauffe très-lentement jusqu'au rouge cerise : on maintient cette température pendant une heure, ou plutôt tant qu'il se dégage des vapeurs blanches un peu abondantes.

La calcination est considérée comme terminée quand les prises d'essai, faites comme dans la méthode de M. Augustin, ne donnent plus à l'eau qu'une coloration bleue très-faible.

Quand ce point est atteint, on défourne : on fait refroidir un peu le four, en laissant la porte ouverte pendant quelques minutes, puis on fait tomber la charge de la sole supérieure, et on continue régulièrement le travail.

La matte reste ordinairement quatre heures sur chacune des deux soles; on peut élaborer de cinq à six charges en vingt-quatre heures.

Considérations économiques. — Le grillage des 2,917 tonnes de mattes, produites par les minerais exploités en 1850, exige neuf fours à deux soles, conduits par 36 ouvriers spéciaux, les transports des combustibles et des mattes étant faits par des manœuvres.

La consommation de bois pour l'année entière est de 3,200 tonnes.

Les frais spéciaux du grillage sont les suivants :

Bois, 3,200 tonnes à 15 francs.....	48,000 francs.
Main-d'œuvre, 10,800 journées à 2 fr. 50 c.	27,000
Transports, outils, réparations, frais divers.	7,000
Frais spéciaux du grillage.....	82,000 francs.

Soit par tonne de matte :

Bois, 1t,096.....	16 fr. 44 c.
Main-d'œuvre, 3j,70.....	9 25
Transports et frais divers.....	2 74
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de matte.	28 fr. 43 c.

Produits. — Le grillage ne donne qu'un seul produit principal, la matte grillée retirée du four inférieur, transportée dans des brouettes en tôle au magasin de la lixiviation. On retire des chambres de condensation un produit secondaire, les fumées ou plutôt les matières fines, entraînées par les gaz pendant le chargement et le travail sur la sole supérieure.

Les fumées sont en petite quantité ; elles contiennent la matte oxydée seulement en partie, et par suite elles doivent être repassées au grillage en même temps que la matte elle-même.

Le produit principal transporté à la lixiviation contient des composés très-divers. A l'état de sulfates sont : la plus grande partie du zinc, du nickel, du cobalt et de l'argent; une faible proportion du fer et du cuivre.

Presque tout le fer et le cuivre, une petite partie du nickel, du cobalt et du zinc, sont à l'état d'oxydes ou de sous-sulfates insolubles.

Une petite quantité d'argent est à l'état métallique quand le grillage et la calcination n'ont pas été conduits avec les précautions nécessaires.

Enfin, dans le cas de la présence de l'arsenic et de l'antimoine dans les mattes, le produit du grillage renferme une proportion plus ou moins grande d'arséniates et d'antimoniates de tous les métaux. Il est impossible de savoir dans quelles limites l'argent est engagé dans ces combinaisons insolubles.

Troisième opération. Lixiviation et précipitation. — La disposition des appareils et la conduite des opérations sont à peu près les mêmes que dans la méthode de M. Augustin.

Au premier étage de l'atelier sont rangées les cuves à dissolution, disposées sur des chariots porteurs, au-

dessous d'un canal un peu incliné, par lequel on amène l'eau chauffée à 65 degrés environ.

Les robinets de ces cuves déversent la dissolution des sulfates dans un second canal incliné, qui la conduit dans les cuves de dépôt : elle passe ensuite dans les cuves à précipitation, placées en gradins par séries de quatre cuves chacune; les premières contiennent du cuivre de cément, les dernières de la ferraille.

On n'a pas besoin de bassin pour recueillir les eaux après la précipitation du cuivre par le fer; il est également inutile de laver les résidus de la lixiviation.

L'eau est chauffée par la vapeur dans une grande chaudière en tôle.

Dans chacune des cuves à dissolution on place 216 kilogrammes de matte grillée; autant que possible la matte est chargée quand elle est encore à une température assez élevée, supérieure à celle de l'eau employée. On emplit d'eau chaude, on en fait écouler une partie et on laisse en repos pendant une heure, le niveau de l'eau dans la cuve s'élevant à $0^m,15$ environ au-dessus des matières. Le robinet inférieur est ensuite ouvert et on fait arriver au-dessus de la matte un courant continu d'eau chaude, pendant seize ou dix-huit heures.

Après ce temps on essaye avec une lame de cuivre l'eau qui sort de la cuve, et, quand il ne se forme plus trace de dépôt d'argent, on peut admettre que la dissolution et le lavage sont terminés.

On transporte ensuite la cuve à la place de déchargement, les résidus cuivreux sont envoyés à l'étage inférieur; on charge de nouveau la cuve et on la remet en place.

On peut admettre que chaque cuve est vidée et chargée une fois en vingt-quatre heures, et que la dissolution

complète du sulfate d'argent, contenu dans une charge, emploie de 4 à 5 mètres cubes d'eau chaude.

La conduite des opérations ultérieures, c'est-à-dire des précipitations de l'argent par le cuivre et du cuivre par le fer, est presque identique avec celle de la méthode de M. Augustin. Je n'ai donc pas besoin de m'étendre davantage sur ce sujet.

Considérations chimiques. — J'ai bien peu de chose à dire sur les actions chimiques qui ont lieu dans les deux parties de cette opération.

Lixiviation. — Dans les cuves à dissolution on cherche à dissoudre le sulfate d'argent formé par le grillage ; on commence par imprégner aussi complétement que possible la matte grillée, en la faisant digérer pendant un certain temps avec de l'eau, sans ouvrir le robinet inférieur. On ne dissout par là qu'une faible partie du sulfate d'argent, attendu que ce sel, formé par voie sèche, est peu soluble et surtout ne se dissout que très-lentement. Cette première *digestion* ne sert donc qu'à préparer la dissolution, qui s'effectue progressivement pendant toute la durée de l'opération ; on ne peut même jamais être certain d'avoir dissous la totalité du sulfate d'argent, parce que l'essai avec des lames de cuivre, tel qu'on le pratique vers la fin de l'action de l'eau chaude, ne peut avoir une sensibilité assez grande.

Les résidus de la lixiviation sont toujours notablement argentifères, et on peut admettre qu'une partie au moins de l'argent qu'ils renferment est à l'état de sulfate, qu'on aurait pu dissoudre en prolongeant le lavage à l'eau chaude.

La dissolution du sulfate est d'ailleurs d'autant plus lente que la matte a été chauffée plus fort et plus longtemps et, par conséquent, le temps pendant lequel l'eau chaude est employée pour la dissolution devrait être

variable avec la conduite de l'opération précédente, le grillage et la calcination de la matte.

Les mattes grillées ne sont pas toujours chargées dans les cuves aussitôt après leur sortie du four; il serait d'ailleurs très-difficile de faire varier à chaque instant le temps de la lixiviation, d'après des évaluations plus ou moins exactes de la température à laquelle la calcination a été faite; on doit opérer dans des conditions régulières, indiquées par l'expérience pour la conduite la plus ordinaire du grillage.

LIBRARY OF THE UNIVERSITY OF CALIFORNIA.

Il doit donc arriver de temps en temps que les résidus lessivés, retirés des cuves, contiennent encore de l'argent à l'état de sulfate, et qu'il serait utile de les soumettre de nouveau à la lixiviation.

Les résidus sont essayés pour argent, mais on ne cherche pas à distinguer si l'argent contenu est soluble ou insoluble dans l'eau ; dès que l'essai constate plus de 25 grammes aux 100 kilogrammes, on reporte les résidus au grillage ; on les fait sécher et on les mélange avec des mattes non grillées.

Il semblerait plus rationnel de commencer par lessiver de nouveau les résidus riches en argent, afin de ne pas reporter sans nécessité au réverbère des matières qui peuvent contenir une grande partie de l'argent à l'état de sulfate. On peut cependant se convaincre aisément que la marche adoptée est la plus simple. Les résidus sont riches en argent (je ne parle ici que du traitement des mattes à peu près exemptes d'arsenic et d'antimoine) par suite du défaut d'attention des ouvriers chargés du grillage; ils ont poussé trop loin la calcination, décomposé une partie du sulfate d'argent, ou du moins ils l'ont rendu plus difficilement et plus lentement soluble; c'est donc à eux qu'il faut s'adresser pour réparer la faute commise, en leur imposant l'obligation de passer

au grillage, et sans rémunération, les résidus trop riches.

Abstraction faite de cette considération réglementaire, le grillage des résidus mélangés avec la matte est le meilleur moyen qu'on puisse avoir de former de nouveau du sulfate d'argent soluble, soit avec l'argent métallique, soit avec le sulfate trop fortement calciné que contiennent les résidus.

Quand on traite des mattes arsenicales et antimoniales, les résidus peuvent être riches en argent, sans qu'il y ait de la faute des ouvriers ; un nouveau grillage ne décomposerait qu'une portion très-faible de l'arséniate et de l'antimoniate d'argent. De plus, la proportion de l'arsenic et de l'antimoine dans la matte et, par suite, celle des arséniates et antimoniates contenus dans le produit du grillage sont assez variables. La teneur en argent des résidus de la lixiviation ne peut plus servir de contrôle exact du travail des ouvriers, et on ne sait pas quels sont les résidus qu'il pourrait être utile de soumettre à un second grillage.

La perte en argent est nécessairement assez grande, et la réussite de l'opération dépend en grande partie de l'habileté et de l'attention du chef de l'atelier.

Pour les mattes du Mansfeld, qu'on peut considérer comme très-pures, la limite de 25 grammes d'argent aux 100 kilogrammes des résidus a été adoptée à la suite d'une longue expérience, et certainement elle est supérieure à la proportion d'argent qui peut exister à l'état d'arséniate et d'antimoniate.

Les eaux qui sortent des cuves à dissolution contiennent des sulfates de zinc, de cobalt, de nickel, de cuivre, de fer, d'argent et de plomb. La proportion des trois premiers dépend presque entièrement de la composition des mattes, car on ne peut pas les décomposer dans la

calcination qui termine le grillage, sans risquer de détruire en même temps une partie du sel d'argent. Ils n'ont d'ailleurs aucune influence fâcheuse dans les précipitations ultérieures.

Les sulfates de fer et de cuivre sont en quantité variable avec la température et la durée de la calcination ; ils sont toujours en proportion un peu plus grande que les chlorures des mêmes métaux dans la dissolution salée de la méthode de M. Augustin, parce qu'on ne doit pas pousser aussi loin la calcination, dans la crainte d'enlever au sulfate d'argent sa solubilité.

Le sulfate de plomb ne peut, au contraire, exister qu'en faible quantité, parce qu'il est très-peu soluble après une calcination très-prolongée.

Précipitation.—Dans les cuves supérieures, contenant le cément, le cuivre agit lentement sur les sulfates de fer et de cuivre, rapidement sur le sel d'argent, partiellement sur celui de plomb. Il est sans action notable sur les sels de zinc, de nickel et de cobalt. La précipitation de l'argent se fait aussi facilement que dans la méthode de M. Augustin, bien que la dissolution renferme une notable proportion de sels de cuivre et de fer.

Les sulfates de ces métaux ne retardent pas l'action du cuivre sur le sulfate d'argent, aussi fortement que le font les chlorures dans une liqueur salée.

L'argent précipité est très-pur, ne peut contenir qu'une trace de plomb, puisque la dissolution des sulfates ne renferme que très-peu de ce métal, et que le cuivre ne décompose qu'une partie du sulfate de plomb. L'argent n'est pas ordinairement fondu dans des creusets en plombagine ; on le purifie par un affinage dans une coupelle. Cet affinage ne serait cependant pas nécessaire si on enlevait toujours avec les précautions convenables l'argent à la surface du cément. Le cuivre se recouvre

rapidement d'une croûte d'argent qui enveloppe complétement les grains de cément; le métal enfermé dans ce dépôt d'argent ne se dissout ensuite que très-lentement; il faut avoir soin de n'enlever le précipité, formé dans la première cuve de chaque série, que sur la hauteur à laquelle l'expérience indique que la disparition du cuivre est complète.

L'argent brut est mélangé de sulfate de chaux[1] toutes les fois qu'on fait servir constamment les mêmes eaux à la lixiviation; ces eaux se concentrent peu à peu par évaporation, et le sel qu'elles tiennent en dissolution finit par se déposer dans les premières cuves. On ne peut débarrasser l'argent du sulfate de chaux que par des lavages prolongés.

Je n'ai pas besoin d'insister sur la précipitation du cuivre par le fer; elle a lieu dans la dissolution des sulfates, comme dans celle des chlorures: le précipité est séparé en deux parties par décantations successives; les grains les plus lourds sont du cuivre à peu près pur; ils sont utilisés pour la précipitation de l'argent; les parties les plus fines contiennent une certaine quantité de sous-sel de peroxyde de fer, un peu de zinc, de cobalt, de nickel et de plomb; elles sont traitées dans la fonte des résidus cuivreux.

Produits. — L'opération donne deux produits principaux: l'argent brut, qui est ensuite moulé en lingots, après un affinage dans un four de coupelle; les résidus cuivreux, destinés au travail pour cuivre.

J'ai donné plus haut les détails nécessaires pour faire connaître leur composition.

Considérations économiques. — Pour traiter 2,917 tonnes de mattes grillées, il faut deux ateliers de lixivia-

[1] Dans le cas, bien entendu, où les eaux employées pour la lixiviation contiennent du sulfate de chaux.

tion, comprenant chacun 24 cuves à dissolution et 24 cuves à précipitation. On consomme dans l'année 600 tonnes de bois pour les chaudières à vapeur; le travail peut être fait très-aisément par 6 ouvriers, sous la surveillance d'un seul chef d'atelier.

La perte en argent est d'environ 8 pour 100 de l'argent contenu, soit de 567k,59. On obtient en lingots 6,527k,267. Ces nombres sont calculés d'après les résultats donnés par des expériences faites sur des mattes très-pures, provenant du traitement des minerais ordinaires. Pour des mattes moins exemptes d'arsenic et d'antimoine, la perte en argent s'élèverait très-probablement jusqu'à 10 pour 100.

Les frais spéciaux de l'opération considérée sont les suivants :

Bois, 600 tonnes à 15 francs	9,000 francs.
Main-d'œuvre et surveillance, 2,100 journées à 4 francs et 2 fr. 50 c.	5,700
Affinage de l'argent et fonte en lingots	2,400
Fer, outils, réparations, frais divers	5,000
Frais spéciaux	22,100 francs.

Soit pour 1 tonne de matte :

Bois, 0t,205	3 fr.	075
Main-d'œuvre, 0j,720	1	954
Affinage de l'argent	0	825
Fer, outils, réparations, frais divers	1	730
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de matte	7 fr.	584

On retire de 1 tonne de matte, argent en lingots	2k,237
On perd par — —	0 ,195
Valeur de l'argent perdu	43 fr. 29 c.

En faisant la somme des frais spéciaux calculés pour les trois séries d'opérations, on obtient les frais d'ex-

traction de l'argent par la méthode de M. Ziervogel, et pour 1 tonne de matte :

Broyage et porphyrisation	5 fr.	000
Affinage de l'argent et fonte en lingots	0	825
Bois, 1t,301	19	515
Main-d'œuvre et surveillance, 4j,42	14	204
Frais divers	4	470
Frais spéciaux de l'extraction	41 fr.	014

Argent perdu..... 0k,195

On peut admettre que la perte en cuivre est négligeable.

Je vais maintenant donner le calcul des frais spéciaux de l'extraction, rapportés à 1 tonne de minerais.

Broyage et porphyrisation	0 fr.	445
Affinage de l'argent	0	075
Bois, 0t,116	1	740
Main-d'œuvre, 0j,393	0	997
Frais divers	0	396
Frais spéciaux de l'extraction pour 1 tonne de minerais	3 fr.	653

Argent perdu, 0k,0174, dont la valeur est de..... 5 fr. 225

Dans la description du traitement des résidus, j'admettrai qu'on a employé seule la méthode de M. Ziervogel, et qu'on a retiré des minerais : 6,527k,267 d'argent en lingots, et 2,900 tonnes de résidus cuivreux contenant 1,347 tonnes de cuivre : soit par tonne de minerais :

Argent obtenu..... 0k,1916
Cuivre contenu dans les résidus..... 0t,041

Considérations générales sur les deux méthodes d'extraction. — Les nombres que j'ai donnés pour les frais spéciaux de l'extraction ne doivent être considérés que comme approximatifs ; ils suffisent cependant pour prouver que le procédé de M. Ziervogel entraîne des

dépenses moins fortes, qu'il est certainement plus économique que la méthode de M. Augustin.

Il a de plus l'avantage de ne pas faire perdre une proportion notable de cuivre et de donner des résidus contenant une certaine quantité de sous-sulfates, dont le soufre est utile dans la fonte pour cuivre noir de ces résidus.

Quant à la perte en argent, on peut admettre qu'elle est plus faible quand on traite des mattes suffisamment pures par le procédé de M. Ziervogel ; mais, à cet égard, l'infériorité de la méthode de M. Augustin n'est pas encore parfaitement démontrée ; pour des mattes un peu chargées d'arsenic, cette méthode permettrait peut-être de retirer une proportion plus forte d'argent.

Je vais résumer aussi brièvement que possible les difficultés d'application et les causes de pertes de métaux, dans les deux méthodes ; ce résumé me paraît plus utile que leur comparaison pour faire comprendre les avantages et les inconvénients de chacune d'elles. Je supposerai d'abord que les mattes ne contiennent pas d'arsenic et d'antimoine : j'insisterai ensuite sur les pertes qui proviennent de la présence de ces deux corps.

Méthode de M. Augustin.

Dans la méthode de M. Augustin, le point essentiel est la chloruration par voie sèche : quand on est parvenu à transformer en chlorure la totalité de l'argent contenu dans les mattes, en laissant à l'état d'oxydes la majeure partie des autres métaux, le succès de l'extraction est assuré ; on n'a plus à craindre de perdre dans les opérations suivantes une notable quantité d'argent. Son chlorure est aisément soluble dans un liquide chaud et chargé de 22 pour 100 de sel : la lixiviation et la précipitation n'exigent que du soin de la part des ouvriers et la surveillance d'un chef intelligent.

Les difficultés que présente la chloruration par voie

sèche sont très-grandes, non-seulement dans l'opération elle-même, la chloruration proprement dite, mais encore et principalement dans les opérations qui la précèdent, le grillage et la calcination. La matte grillée et calcinée devrait contenir tout l'argent à l'état de sulfate, et les autres métaux à l'état d'oxydes : ce résultat ne peut jamais être obtenu complétement. On arrive à faire passer tout l'argent à l'état de sulfate par un grillage conduit à basse température, en présence d'un excès d'air, mais on forme en même temps des sulfates de tous les autres métaux. On cherche à décomposer presque complétement ces derniers par une calcination un peu prolongée, mais on n'a pas la possibilité d'élever suffisamment la température pour atteindre le résultat désiré; on est arrêté par la condition absolue de ne pas détruire le sulfate d'argent. On peut obtenir la décomposition presque totale des sulfates de fer et de cuivre, mais ceux de plomb et de zinc, et même ceux de cobalt et de nickel, restent presque entièrement indécomposés avec le sulfate d'argent.

La réussite de la *calcination* dépend donc en partie des soins des ouvriers, mais principalement de la composition chimique de la matte mise en traitement.

La transformation des sulfates en chlorures doit être faite rapidement et à basse température, à cause de la volatilité du chlorure d'argent, et de tous les chlorures métalliques.

Il y a toujours perte d'une notable quantité d'argent, et cette perte est d'autant plus grande qu'on chauffe plus fort et plus longtemps, et qu'il se forme plus de chlorures métalliques volatils. Les chlorures de fer et de zinc sont les plus volatils, ceux qui, par suite, produisent la perte la plus grande en argent.

En conduisant convenablement le grillage et la calci-

nation, on peut diminuer beaucoup la quantité de chlorure de fer qui se forme dans la chloruration, mais il n'en est pas de même pour le chlorure de zinc. Il est donc essentiel de ne soumettre à l'extraction que des mattes ne renfermant pas de zinc.

Dans les chambres de condensation, on ne recueille qu'une partie des chlorures volatilisés.

Pour les mattes contenant de l'arsenic et de l'antimoine, les difficultés sont encore plus grandes ; la perte en argent est plus forte. Le grillage à basse température, en présence d'un excès d'air, transforme presque tout l'arsenic et l'antimoine en arséniates et antimoniates, que la calcination ne peut pas décomposer, et qu'il faut transformer en chlorures. Il faut, par conséquent, chauffer plus fort et plus longtemps pour la chloruration; on ne peut pas éviter la formation d'une assez grande quantité de chlorure de fer. La perte en argent par volatilisation des chlorures est bien plus grande que dans le traitement des mattes pures.

On ne peut expulser la majeure partie de l'arsenic et de l'antimoine pendant le grillage qu'en employant un artifice analogue à celui que j'ai signalé pour la méthode de M. Ziervogel, c'est-à-dire en mélangeant la matte avec une certaine quantité de lignite en petits morceaux, ou bien en lançant sur la sole de la vapeur d'eau, comme cela se fait à Freyberg.

L'expulsion de l'arsenic et de l'antimoine pendant le grillage est d'autant plus essentielle que la perte d'argent par volatilisation n'est pas la seule que détermine la formation des arséniates et des antimoniates. Pendant la lixiviation, il se reforme des sels métalliques insolubles; on ne peut éviter la précipitation d'une proportion plus ou moins grande d'arséniate et d'antimoniate d'argent dans les cuves à dissolution.

Méthode de M. Ziervogel.

Dans la méthode de M. Ziervogel, appliquée à des mattes très-pures, la difficulté principale est encore dans le grillage; on doit faire passer la totalité de l'argent à l'état de sulfate, et les autres métaux à l'état d'oxydes. Sur la sole supérieure du réverbère, par grillage à basse température, en présence d'un excès d'air, on produit une quantité très-grande de sulfates de tous les métaux : sur la sole inférieure on cherche à décomposer, par une calcination convenablement ménagée, les sulfates de fer et de cuivre.

Pour les mattes contenant du zinc, du nickel, du cobalt et du plomb, on n'arrive pas à décomposer les sulfates de ces métaux ; on ne peut obtenir que la transformation en oxydes ou en sous-sulfates insolubles de la majeure partie, sinon de la totalité, des sulfates de fer et de cuivre.

On n'a pas à craindre de perdre de l'argent par volatilisation ; les matières fines entraînées par les gaz sont recueillies dans les chambres de condensation. La seule difficulté de l'opération est de modérer la température pendant la calcination, de manière à ne pas enlever au sulfate d'argent sa solubilité dans l'eau.

Pour cette partie de l'élaboration des mattes la méthode de M. Ziervogel est bien supérieure à celle de M. Augustin, puisqu'elle supprime les difficultés et les causes de pertes de la chloruration.

La dissolution dans l'eau du sulfate d'argent est toujours très-lente et très-difficile; on ne sait pas quand elle est terminée; les résidus cuivreux doivent être essayés pour argent, et repassés au grillage quand ils sont trop riches.

La lixiviation présente des difficultés et une cause de perte en argent, qui n'existent pas dans la méthode de M. Augustin.

On ne peut éviter une perte trop grande du métal pré-

cieux qu'en repassant au travail une partie des matières déjà traitées.

La richesse en argent des résidus du procédé de M. Ziervogel compense à peu près la perte par volatilisation des chlorures dans la méthode de M. Augustin : il ne saurait y avoir une grande différence entre la proportion d'argent retiré des mattes par les deux méthodes; on peut seulement présumer que si, dans les deux modes d'extraction, les opérations sont conduites avec toutes les précautions nécessaires, la perte définitive en argent est un peu moindre dans le procédé de M. Ziervogel.

Les frais étant d'ailleurs bien moins élevés, ce procédé est, sans contredit, bien plus avantageux quand les mattes sont très-pures.

Ces conclusions ne sont pas aussi certaines pour le traitement de mattes argentifères, contenant une proportion notable d'arsenic et d'antimoine. Dans ce cas, en effet, il se forme toujours une certaine quantité d'arséniate et d'antimoniate d'argent, insolubles dans l'eau, même quand on a recours à des artifices tels que le mélange du lignite, ou l'action de la vapeur d'eau pendant le grillage.

Tout l'argent contenu dans la matte grillée à l'état d'arséniate ou d'antimoniate est nécessairement perdu, tandis que dans la méthode de M. Augustin, on peut espérer maintenir à l'état de chlorure, pendant la lixiviation, une partie de l'argent provenant de la décomposition par voie sèche de l'arséniate et de l'antimoniate par le chlorure de sodium.

Il n'est pas encore permis d'avancer que dans le cas des mattes arsenicales et antimoniales le procédé de M. Ziervogel donne plus d'argent que l'autre méthode. On n'a pas encore fait à ce sujet d'expériences comparatives suffisantes, et, jusqu'à ce qu'elles soient faites,

on ne pourra pas dire que l'une des deux méthodes est plus avantageuse que l'autre pour extraire l'argent des mattes impures.

Il est seulement bien démontré que dans tous les cas l'arsenic et l'antimoine augmentent notablement la perte en argent, et qu'il faut par conséquent débarrasser, autant que possible, les mattes de ces deux corps nuisibles avant de les soumettre à l'extraction.

Les résidus cuivreux sont à peu près également chargés d'arsenic et d'antimoine; mais ceux donnés par le procédé de M. Ziervogel contiennent des sous-sulfates, très-utiles dans la fonte pour cuivre noir, et renferment la totalité du cuivre des mattes. Dans la méthode de M. Augustin, il y a toujours perte notable de cuivre, et les résidus ne contiennent pas de soufre.

C. — Traitement pour cuivre.

Le traitement pour cuivre des résidus de l'extraction comprend deux opérations séparées : la fonte pour cuivre noir, faite à l'usine de Gottesbelohnùng ; l'affinage au petit foyer, à la Saigerhütte.

c. — Fonte pour cuivre noir.

La fonte pour cuivre noir est faite dans un demi-haut fourneau, représenté pl. IV, fig. 3, 4, 5 ; il diffère des fours à manche employés dans le traitement des minerais pyriteux, par ses dimensions et par l'absence de l'avant-creuset. Le travail est conduit comme dans un four à manche ; on charge le coke contre la poitrine, le lit de fusion contre la warme ; le vent est conduit par un nez jusque sur le combustible; les scories coulent par deux ouvertures pratiquées dans l'argile qui bouche le devant du creuset ; deux fois par poste on fait couler le cuivre noir et la matte dans les bassins extérieurs.

Lits de fusion. — Les résidus de l'extraction sont mélangés intimement avec environ 10 pour 100 d'argile, et moulés en briquettes sous une faible compression; on les fait sécher sur le plancher au niveau du gueulard, dans l'atelier du demi-haut fourneau. Après dessiccation complète, elles peuvent entrer dans la composition des lits de fusion.

Avec les briquettes on passe : des matières sulfurantes, soit du sulfate de chaux, soit des pyrites de fer, quand on peut s'en procurer qui ne renferment pas de pyrite arsenicale; du sable quartzeux ou des grès pulvérisés grossièrement; des scories de l'opération, contenant des grenailles; des scories et des crasses d'affinage; et, enfin, la totalité de la matte produite dans la fonte elle-même.

La composition moyenne des lits de fusion est la suivante :

Résidus de l'extraction	100
Argile mélangée	10
Sable ou grès	9
Pyrites et sulfate de chaux	5
Scories de l'opération et de l'affinage	15
Matte	1.50 à 2
	140.50 à 141

Je vais chercher à faire comprendre les raisons pour lesquelles ces matières sont associées, en exposant brièvement les réactions chimiques qui ont lieu dans le fourneau et pendant l'allure normale.

Les résidus de l'extraction contiennent : des oxydes métalliques, principalement du peroxyde de fer, de l'oxyde de cuivre; des arséniates en proportion variable avec la provenance des mattes, mais toujours assez notable; une petite quantité de sous-sulfates. On veut obtenir du cuivre noir très-pur, c'est-à-dire contenant

très-peu de fer et d'arsenic, renfermant assez de soufre pour que son affinage soit facile, et des scories suffisamment pauvres pour être jetées sans causer une perte trop grande en cuivre. On ne peut pas transporter les scories aux usines qui traitent les minerais, parce que la distance est trop grande; et, d'ailleurs, on ne saurait traiter des scories riches dans les premières fontes pour matte, sans changer entièrement les conditions dans lesquelles ces fontes sont faites.

On ne peut atteindre le premier de ces deux résultats, cuivre noir très-pur et contenant du soufre, qu'en ajoutant aux résidus des matières sulfurantes, qui puissent absorber, et réunir dans une matte, le fer amené à l'état métallique par l'action réductive des gaz et du combustible. Ces mêmes matières sont indispensables pour enlever aux silicates produits dans le fourneau le cuivre qu'ils contiennent à l'état d'oxydule. L'arsenic ne peut être expulsé qu'en partie et par une action réductive faible longtemps prolongée, à une température peu élevée; c'est-à-dire que les charges doivent descendre lentement dans un fourneau très-haut et dont les dimensions horizontales soient assez fortes. Cette dernière condition oblige à produire des scories très-facilement fusibles et composées principalement de silicate de fer; le fondant principal doit donc être le quartz; il ne doit y avoir dans les lits de fusion que très-peu d'alumine et de chaux.

Enfin, on ne peut obtenir le produit secondaire, la matte, qu'en très-petite quantité, et par conséquent la scorie ne saurait être complétement privée de cuivre par l'action du sulfure de fer ou par celle du sulfure de calcium (provenant du sulfate de chaux); il est donc indispensable de diminuer, autant que possible, la perte en cuivre en ne chargeant que très-peu de scories. Mais alors on s'expose au danger d'une réduction trop com-

plète du peroxyde de fer; c'est-à-dire à n'avoir que du cuivre noir très-chargé de fer, ou même à voir se former des loups dans le fourneau. Il faut donc mélanger assez intimement les résidus cuivreux avec une partie du fondant, afin que le silicate de protoxyde de fer puisse se produire en grande partie sans l'intervention des scories chargées. Le mélange de l'argile avec les résidus est donc nécessaire aux réactions chimiques aussi bien qu'à la consistance des briquettes.

Ces considérations étant posées, j'indiquerai en peu de mots les réactions principales qui ont lieu dans le fourneau, à mesure que les charges descendent lentement du gueulard jusqu'au creuset.

Dans toute la partie supérieure, dans laquelle la température n'est pas assez élevée pour le ramollissement des scories et pour la formation du silicate de protoxyde de fer, les matières chargées s'échauffent progressivement, l'oxyde de carbone réduit l'acide arsenique et les oxydes métalliques; une partie de l'arsenic est volatilisée à l'état d'acide arsénieux, l'oxyde de cuivre est décomposé presque complétement, et le peroxyde de fer ne doit être ramené qu'à l'état de protoxyde. Le sulfate de chaux est progressivement transformé en sulfure de calcium ; les pyrites de fer ne peuvent subir d'autre altération qu'une distillation partielle : le soufre qu'elles perdent doit être absorbé, au moins en grande partie, par le cuivre métallique.

Un peu plus bas dans le fourneau, les scories chargées commencent à entrer en fusion et à former des silicates avec le protoxyde de fer et avec l'oxyde de cuivre incomplétement décomposé ; en même temps l'argile des briquettes forme également des silicates fusibles avec les oxydes de fer et de cuivre. Les matières fondues n'éprouvent plus qu'une action réductive assez faible de la

part des gaz en mouvement ascendant ; les mattes et les grenailles des scories, les sulfures de fer et de cuivre, provenant, l'un de la distillation des pyrites, l'autre de l'action du soufre volatilisé sur le cuivre amené à l'état métallique, le sulfure de calcium produit par la décomposition presque complète du sulfate de chaux, et le cuivre réduit, entrent en fusion, se mêlent assez intimement avec les silicates, et ne s'en séparent entièrement que dans le creuset.

L'oxydule de cuivre des silicates est réduit par les sulfures de fer et de calcium ; mais cette action ne peut être complète, parce que les sulfures ne sont pas en proportion suffisante.

Dans le creuset la température est assez élevée pour que les matières se séparent assez nettement par ordre de densités : au fond est le cuivre, retenant toujours un peu de fer et de soufre, et la presque totalité de l'arsenic qui n'a pas été volatilisé dans les parties supérieures du fourneau ; au-dessus de lui est la matte nécessairement très-riche en cuivre, pauvre en soufre, et ne contenant que très-peu d'arsenic. A la partie supérieure la scorie renferme, comme base principale, le protoxyde de fer ; elle contient encore un peu d'oxydule de cuivre, et la totalité de l'alumine de l'argile employée comme fondant ainsi que la chaux du sulfate de chaux, reproduite par l'action de sulfure de calcium sur l'oxydule de cuivre des silicates. Elle est très-fluide et se laisse aisément traverser par la matte et par le cuivre noir ; mais, comme elle reçoit constamment les matières fondues qui tombent au-dessous de la tuyère, et qu'elle ne stationne pas d'abord dans un avant-creuset, comme dans les fours à manche ordinaires, elle contient encore des grenailles à sa sortie du fourneau par les deux lunettes. Celle qui est retirée du fourneau, dans les coulées de cuivre noir et de

matte, renferme nécessairement encore une proportion plus forte de grenailles.

Ces réactions diffèrent un peu de celles que j'ai déjà précédemment expliquées dans l'exposé général de la méthode de traitement des minerais de cuivre au four à manche : il m'a semblé très-utile de les rappeler pour mieux faire comprendre les difficultés de la fonte pour cuivre noir au Mansfeld. Ces difficultés sont plus grandes que dans les usines qui traitent des minerais pyriteux, parce qu'on n'a pas d'opérations dans lesquelles on puisse repasser les scories riches : il faut obtenir des scories pauvres, en même temps que du cuivre noir assez pur, en fondant un produit cuivreux entièrement oxydé.

Des variations, même assez faibles, dans la chaleur développée au bas du fourneau, dans l'énergie réductive au-dessus de la tuyère, produisent des résultats très-défavorables, du cuivre noir trop chargé de fer, ou des scories trop riches en cuivre pour être jetées.

Quelque habile que soit le maître fondeur, il ne peut éviter des variations assez notables ; le cuivre trop ferreux doit être passé à l'affinage mélangé avec une proportion plus ou moins forte de cuivre plus pur, et surtout contenant un peu de soufre en excès. Les scories riches doivent être fondues à la fin des campagnes, avec addition de pyrite de fer. On en retire ainsi une certaine quantité de cuivre noir et de matte, en même temps que cette fonte des scories lave pour ainsi dire le fourneau, et ne laisse adhérente aux parois qu'une très-petite quantité de matières cuivreuses. L'addition des pyrites est indispensable toutes les fois que les scories riches contiennent de l'oxydule de cuivre ; elle est moins utile quand la richesse en cuivre est due principalement à la présence de nombreuses grenailles.

Travail normal. — La mise en feu du fourneau n'exige aucune précaution spéciale et se fait avec du charbon de bois; quand le four est sec et suffisamment échauffé, on charge des scories contre la warme, on met la buse en place et on forme le nez. Dès qu'il a pris les dimensions convenables, on peut commencer à passer les lits de fusion et remplacer le charbon de bois par du coke. Progressivement on force le vent et on augmente la proportion des lits de fusion chargés jusqu'à ce que le four ait atteint son allure normale, ce qui a lieu généralement huit ou dix jours seulement après la mise en feu : à ce moment, on peut passer en vingt-quatre heures de 7 à 8 tonnes de lits de fusion, on lance de 5 à 6 kilogrammes d'air par minute, à la pression de $0^m,025$ de mercure, et on brûle de $1^t,35$ à $1^t,45$ de coke.

On peut assez habituellement maintenir le fourneau en bonne marche pendant neuf à dix semaines, mais en augmentant peu à peu la quantité de vent et la proportion de coke, à mesure que les parois étant rongées par les scories basiques le vide intérieur devient plus grand. On met hors feu quand les scories ne prennent plus une fluidité suffisante, bien que la consommation de coke soit beaucoup augmentée. Avant de terminer la campagne, on refond les scories riches produites, et qui n'ont pu être passées dans les lits de fusion.

La durée la plus ordinaire des campagnes est de deux mois à deux mois et demi.

Personnel. — La conduite d'un fourneau exige 8 ouvriers spéciaux, fondeurs et chargeurs, et 2 manœuvres : les fondeurs et les chargeurs travaillent par postes de douze heures, et alternent à la fin de chaque semaine les postes de nuit et de jour. Le travail le plus pénible est celui des coulées, qui sont faites quatre fois en vingt-quatre heures ; aussi faut-il 3 fondeurs par poste.

Toute la fonte est conduite par un maître fondeur, payé 1,200 francs par an ; les autres ouvriers peuvent gagner de 1 fr. 50 c. à 2 fr. 50 c., en moyenne, 2 francs par poste.

Produits. — L'opération donne trois produits principaux : les scories, la matte et le cuivre noir.

Les scories ne contiennent pas plus de 35 pour 100 de silice, et rarement plus de 1 pour 100 d'oxydule de cuivre : elles sont très-fluides pendant la plus grande partie de la campagne, et renferment des grenailles en proportion très-variable. On doit casser au marteau toutes les scories, aussi bien celles qui coulent librement par les deux lunettes que celles qui sont enlevées des bassins extérieurs au-dessus de la matte. On met de côté toutes celles qui paraissent un peu riches ; une partie peut être passée dans les lits de fusion, l'autre est réservée pour la fin de la campagne. Il est difficile de connaître la teneur réelle des scories jetées ; je ne crois pas qu'on puisse l'évaluer à moins de 2 pour 100.

On n'obtient ordinairement que très-peu de matte, de 80 à 100 kilogrammes en vingt-quatre heures ; sa présence est une condition essentielle de la pauvreté relative des scories et de la pureté du cuivre ; le maître fondeur reconnaît, à la quantité de matte, obtenue à chaque coulée, les modifications qu'il convient d'apporter aux charges ; il augmente ou diminue la proportion des matières sulfurantes, suivant que la quantité de matte est plus faible ou plus forte. Elle contient ordinairement de 64 à 65 pour 100 de cuivre, et doit être en entier repassée dans les lits de fusion.

Le cuivre noir est enlevé sous forme de rondelles des bassins de coulée ; il est en général assez pur et sa teneur en cuivre dépasse 92 pour 100.

Considérations économiques. — Je prendrai pour exemple des frais de la fonte pour cuivre noir les résultats

donnés par une campagne de 65 jours, considérée comme assez bonne, et pendant laquelle on a fondu : 335 tonnes de résidus cuivreux, avec 33t,50 d'argile, 30 tonnes de sable quartzeux, 16 tonnes de pyrites ou sulfate de chaux. On a brûlé 3t,55 de charbon de bois pour la mise en feu et 91 tonnes de coke.

On a produit 172 tonnes de cuivre noir, contenant environ 0,94 de cuivre pur, soit 162 tonnes.

Deux fourneaux ont suffi pour le traitement de tous les résidus, en neuf campagnes; on a produit 1,500 tonnes de cuivre noir, contenant en moyenne 94 pour 100 de cuivre pur, soit 1,410 tonnes, tandis que les mattes soumises à l'extraction ne contenaient que 1,347t,65. La différence est due aux scories d'affinage passées dans la fonte pour cuivre noir. On peut évaluer approximativement à 60 tonnes la quantité de cuivre contenue dans les scories jetées.

Dans la campagne prise pour exemple, les frais spéciaux ont été :

Charbon de bois.....	3t,35 à 42 francs.....	140 fr.	70 c.
Coke.....	91,00 à 58 —	5,278	00
Fondant.....	63,50 à 20 —	1,270	00
Matières sulfurantes...	16,00 à 30 —	480	00
Main-d'œuvre.....	694 journées.....	1,476	00
Outils réparations, frais divers.....		900	00
Frais spéciaux de la campagne.....		9,544 fr.	70 c.

soit par tonne de mattes envoyées à l'extraction, ou par tonne de résidus cuivreux :

Charbon de bois.....	0t,010.....	0 fr.	420
Coke.....	0,268.....	15	544
Fondant.....	0,190.....	3	800
Matières sulfurantes.....	0,047.....	1	410
Main-d'œuvre.....	21,071.....	4	400
Outils, réparations, frais divers.....		2	686
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de résidus...		28 fr.	260
Cuivre noir, produit.....	0t,514, contenant, cuivre.....		0t,484

Soit, enfin, par tonne de minerais :

Charbon	0t,00089	0 fr.	037
Coke	0 ,0238	1	380
Fondant	0 ,0169	0	338
Matières sulfurantes	0 ,0042	0	126
Main-d'œuvre	0 ,184	0	392
Outils, réparations, frais divers		0	239
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais		2 fr.	512

Rendement en cuivre noir. 0t,0458, contenant, cuivre. 0t,0430

c'. — Affinage du cuivre noir.

L'affinage du cuivre noir est fait, à l'usine de Saigerhütte, dans des petits foyers, et en suivant la méthode que j'ai déjà décrite précédemment ; je ne crois pas devoir insister sur cette opération ; je ne citerai que les nombres les plus importants.

On opère sur 260 kilogrammes de cuivre environ, et l'affinage dure à peu près régulièrement quatre heures et demie : on obtient près de 83 pour 100 de cuivre rosette, et de 16 à 17 pour 100 de crasses ou scories riches, qui sont transportées à l'usine de Gottesbelohnùng, et passées dans la fonte pour cuivre noir.

Comme on ne peut travailler que pendant le jour, on fait dans chaque foyer deux opérations en hiver et trois en été. Le travail est toujours interrompu les dimanches et fêtes. Un foyer sert à l'affinage de 190 tonnes de cuivre noir dans l'année : il ne faut donc pas moins de huit foyers pour les 1,500 tonnes de cuivre noir, produites par les minerais extraits en 1850.

L'usine occupe 18 ouvriers, sous la surveillance d'un maître affineur. Elle a consommé dans l'année 1,268 tonnes de charbon ; la brasque, les outils et les réparations ont coûté 7,557 francs.

Les frais spéciaux de l'affinage des 1,500 tonnes de cuivre noir ont été les suivants.

MINERAIS RÉFRACTAIRES.

Main-d'œuvre	1j,8696	3 fr.	947
Bois	0t,1426	2	149
Charbon	0,3850	16	170
Coke	0,0161	0	933
Fondants	0,3972	5	710
Frais divers		1	031
Broyage, porphyrisation, affinage		0	349
Frais spéciaux du traitement		30 fr.	289

Produits : Argent..... 0k,066
Cuivre 0t,0265

Métaux perdus dans le traitement et d'après les essais :

Argent..... 0
Cuivre..... 3k,30, soit environ 11.7 pour 100 du cuivre contenu.

MINERAIS IMPURS.

Main-d'œuvre	2j,377	4 fr.	991
Bois	0t,1585	2	359
Charbon	0,0385	1	622
Coke	0,2003	11	613
Fondants	0,0656	1	044
Frais divers		2	270
Broyage, porphyrisation, affinage		0	384
Frais spéciaux du traitement		24 fr.	283

Produits : Argent..... 0k,1196
Cuivre..... 0t,0290

Métaux perdus : Argent. 10gr,4, soit 8 pour 100 de l'argent des minerais.
Cuivre. 4000,0 soit 12.00 pour 100 du cuivre —

Les pertes en métaux que je viens de citer sont calculées dans les hypothèses suivantes : le traitement pour matte et l'extraction de l'argent font perdre à peu près la même quantité de cuivre pour tous les minerais ; dans la fonte pour cuivre noir et dans l'affinage, la perte en cuivre, pour les diverses classes de minerais, est sensiblement proportionnelle à la quantité de matte produite.

Quant à l'argent, j'ai supposé que la perte dans l'extraction par le procédé de M. Ziervogel était seulement de 8 pour 100 de l'argent indiqué par les essais. Ce nombre a été donné par une expérience faite en 1850, mais je ne crois pas que la perte soit toujours aussi faible. Pour peu que le grillage et la lixiviation ne soient pas faits avec les plus grands soins ; pour peu que les mattes contiennent de l'arsenic, la perte devient plus grande, et doit atteindre, peut-être même dépasser souvent, 10 pour 100. Il sera du reste toujours impossible de connaître quelle est la perte réelle en argent, autant du moins qu'on n'aura pas trouvé un procédé certain pour les essais : on ne sait véritablement pas quelle est la quantité d'argent contenue dans les minerais ; ainsi les essais des mattes provenant des minerais réfractaires ont indiqué plus d'argent que les essais des minerais eux-mêmes, et la différence a compensé les pertes faites à l'extraction.

Les 32,711 tonnes de minerais exploités en 1850 ont donné :

Cuivre.....	1,245 tonnes.
Argent.....	6527k,267 d'argent.

Soit en moyenne par tonne de minerais :

Cuivre.....	38 kilogrammes.
Argent.....	191 grammes.

Je n'ai pas à faire la comparaison des frais spéciaux du traitement au Mansfeld avec ceux des usines à cuivre que j'ai précédemment décrites : les conditions sont entièrement différentes, puisque la méthode du Mansfeld s'applique en même temps au cuivre et à l'argent; il me paraît cependant utile de mettre en évi-

dence quels seraient les frais spéciaux du traitement par cette méthode des minerais pauvres ne contenant pas d'argent.

Je prendrai pour calculer ces frais le travail des minerais ordinaires : en admettant qu'on n'ait pas à faire l'extraction de l'argent, il faudra remplacer la série des opérations qui se rapportent à cette partie du traitement par un grillage en cases et à cinq feux, produisant l'oxydation presque complète de la matte : la fonte pour cuivre pourrait être conduite comme je l'ai indiqué, avec cette différence cependant que les réactifs sulfurants ne seraient plus utiles.

Le grillage en cases et à cinq feux entraînerait les frais suivants, par tonne de matte :

Charbon.....	0t,065 à 42 francs.....	2 fr.	730
Bois.....	0,100 à 15 —	1	500
Main-d'œuvre.....	1j,30 à 2 —	2	600
Frais de grillage en cases.....		6	830

Il faut multiplier ces nombres par le coefficient 0,10 pour rapporter les frais de grillage à la tonne de minerais.

En substituant les nombres ainsi calculés aux frais de l'extraction de l'argent, et supprimant dans la fonte pour cuivre noir les fondants pyriteux, on obtient les frais suivants pour le traitement des minerais ordinaires pour cuivre seulement :

Main-d'œuvre.....	1j,645.....	3 fr.	402
Bois.....	0t,059.....	0	885
Charbon.....	0,110.....	4	616
Coke.....	0,1498.....	8	688
Fondants.....	0,094.....	1	450
Réparations, outils, frais divers.....		0	800
Frais spéciaux du traitement.....		19 fr.	850

La tonne de minerais produirait de 41 à 42 kilogrammes de cuivre, dont la valeur serait de 115 à 120 francs. On aurait donc encore une marge assez grande pour l'extraction, les frais généraux, et les frais accessoires, dont je n'ai pas tenu compte dans le cours de ma description.

CHAPITRE VI.

AMALGAMATION DU CUIVRE NOIR.

Les minerais de cuivre contenant de l'argent ne sont pas traités dans tous les pays par les méthodes qu'on suit maintenant au Mansfeld et à Freyberg.

Au Harz on retire l'argent du cuivre par un procédé métallurgique qui remonte aux âges les plus reculés, par la *liquation*. En Hongrie, on soumet les minerais à des fontes répétées, dans chacune desquelles on fait agir le plomb pour enlever une partie de l'argent et de l'or aux mattes successives. Dans le Banat et à Schmöllnitz (Hongrie), on traite le cuivre noir argentifère par amalgamation.

Il ne me paraît pas très-utile de décrire maintenant tous ces procédés. Celui du Harz fait partie d'une méthode assez complexe, imaginée, et perfectionnée progressivement, pour le traitement des minerais contenant principalement de la galène; l'extraction de l'argent qui reste dans les mattes cuivreuses ne forme qu'un complément de la méthode : sa description sera mieux à sa place à la suite de la métallurgie du Harz, dont je présenterai les détails dans le second volume.

La méthode de désargentification des mattes par l'action du plomb, employée dans plusieurs usines de Hongrie, est décrite avec détails dans les *Annales des mines* (1852). Les réactions chimiques ne se rapportent pas à celles qu'on peut utiliser ordinairement dans le traitement des minerais de cuivre; il est donc inutile de les exposer ici.

L'amalgamation du cuivre noir dans le Banat est au contraire une méthode curieuse; il est intéressant de la comparer aux procédés plus parfaits de MM. Augustin et Ziervogel, qui sont appelés à la remplacer dans un temps peu éloigné, quand on aura pu modifier le traitement des minerais eux-mêmes. Je crois, en conséquence, devoir décrire cette amalgamation, en passant rapidement sur les opérations auxquelles on soumet les minerais pour en retirer le cuivre noir argentifère.

Je prendrai pour exemple l'usine de Cziklova, située près de la ville d'Orawicza, dans le Banat, et je citerai les chiffres, tirés des registres de l'usine, relatifs à l'année 1844, la dernière pour laquelle j'ai pu obtenir des renseignements certains.

A cette époque, l'usine était propriété de l'Etat et recevait les minerais d'un assez grand nombre de mines, appartenant presque toutes à des particuliers; les minerais ne pouvaient être vendus qu'aux usines impériales, et les propriétaires, ne tirant pas un parti avantageux de leurs exploitations, ne cherchaient pas à les développer. Depuis quelques années, les usines et les mines du Banat ont été vendues à la compagnie I. R. P. des chemins de fer autrichiens. Les conditions commerciales sont complétement changées, le mode de traitement des minerais a été ou sera profondément modifié. La description que je vais faire n'aura plus dans peu d'années qu'un intérêt historique, en rappelant le souvenir d'une ancienne méthode, abandonnée par suite des progrès de la science.

Traitement des minerais argentifères à l'usine de Cziklova.

Minerais. — Les minerais amenés à l'usine sont assez complexes, généralement très-pauvres en cuivre et en

argent ; ils contiennent plusieurs espèces minérales : cuivre pyriteux, cuivre gris, pyrite de fer plus ou moins aurifère, pyrite arsenicale, blende, etc., en partie altérés par l'action des eaux venant de la surface, qui peuvent pénétrer dans les gîtes à une profondeur bien plus grande que celle à laquelle les exploitations ont été poussées. Cette altération empêche d'appliquer aux minerais extraits les procédés ordinaires d'enrichissement par préparation mécanique : on ne peut séparer qu'une faible partie des gangues terreuses par cassage au marteau et triage à la main. Les gangues sont principalement le carbonate de chaux, les schistes et le quartz ; ce dernier domine dans la plupart des minerais.

La teneur moyenne varie entre 30 et 40 kilogrammes de cuivre, et 80 à 85 grammes d'argent par tonne. L'or est en proportion variable ; je n'aurai pas à m'en occuper ici, parce qu'il ne modifie en rien les opérations faites pour extraire l'argent : la séparation de l'or et de l'argent n'est opérée qu'à la monnaie de Vienne. Je dois surtout insister sur le point capital, la faible proportion de soufre contenu dans les minerais et la difficulté d'obtenir des pyrites de fer ou des cuivres pyriteux non altérés.

Combustibles. — Le pays est couvert de forêts magnifiques, qui fournissent le bois et le charbon à des prix exceptionnellement bas ; en 1844, on comptait à l'usine : le bois à moins de 4 francs et le charbon à 15 francs la tonne. Le bassin houiller de Steierdorf livre la houille et le coke, d'une pureté remarquable, à 6 francs et 12 francs la tonne.

Main-d'œuvre. — Les ouvriers valaques ne gagnent pas plus de 1 fr. 25 c. par poste de douze heures ; les manœuvres sont payés ordinairement 80 centimes, quelquefois même 60 centimes.

L'usine est construite sur le bord d'un torrent, dont

les eaux donnent en toutes saisons une force motrice plus grande que celle dont on aurait besoin : la situation serait donc très-favorable, si les minerais étaient plus riches, moins impurs et plus abondants.

Le traitement des minerais, pour cuivre et argent, comprend trois parties entièrement distinctes : Méthode suivie à Cziklova.

Production du cuivre noir argentifère ;

Extraction de l'argent par amalgamation du cuivre noir;

Traitement des résidus pour cuivre marchand.

Je passerai très-rapidement sur la première partie, je ne ferai qu'indiquer la suite des opérations et la nature du produit définitif, les réactions chimiques ne différant pas notablement de celles que j'ai exposées précédemment ; les détails pratiques et les résultats des opérations ne peuvent être d'aucune utilité pour les ingénieurs et les directeurs des usines à cuivre, parce que la nature des minerais traités place l'usine de Cziklova dans des conditions trop exceptionnelles.

J'insisterai davantage sur l'amalgamation du cuivre noir, dont la description est le véritable but de ce chapitre, et qui présente un certain nombre de réactions importantes. Je ne donnerai que peu de détails sur la troisième partie, le traitement des résidus, et seulement ceux qui sont nécessaires pour faire apprécier les résultats de l'amalgamation et les difficultés qui résultent de la présence de l'arsenic et de l'antimoine dans des matières oxydées ne contenant pas de soufre.

Production du cuivre noir.

Cette première partie du traitement comprend cinq opérations :

1° Les minerais sont fondus dans un four à tuyère très-élevé, avec des scories basiques et riches, provenant

des fontes suivantes. Cette première opération a pour seul but de fondre les matières terreuses des minerais et l'oxyde de fer contenu dans les scories basiques, en concentrant le cuivre et l'argent dans une matte; elle ne peut servir à expulser une proportion notable d'arsenic et d'antimoine, parce que les minerais contiennent très-peu de pyrites; le soufre est à peine en quantité suffisante pour la formation de la matte et pour l'appauvrissement des scories; c'est donc seulement une fonte de concentration. Elle donne deux produits: la matte pauvre en cuivre, très-chargée de fer, d'arsenic, d'antimoine et de zinc; la scorie, très-siliceuse, contenant comme bases l'alumine, la chaux et l'oxyde de fer, ne renfermant que très-peu de grenailles. On ne peut jeter qu'une partie des scories; on met de côté toutes celles qui paraissent contenir quelques grenailles, pour les faire servir de fondants siliceux dans les fontes suivantes.

2° La première matte est grillée en cases et à deux feux seulement; l'oxydation n'est que partielle, le grillage ne peut expulser qu'une faible partie de l'arsenic et de l'antimoine, parce qu'il faut conserver dans la matière grillée une quantité de soufre assez grande pour former la matte dans la seconde fonte.

3° La matte grillée à deux feux est fondue dans un four à manche très-élevé, avec des scories siliceuses de la première opération. Le pouvoir réductif est assez énergique, dans les parties supérieures du four, pour réduire à l'état métallique la presque totalité de l'oxyde de cuivre, formé pendant le grillage en cases. Les silicates qui se produisent au-dessus de la tuyère, par la fusion des scories chargées, ne contiennent que très-peu d'oxydule de cuivre : les scories peuvent être appauvries avant leur sortie du creuset sans qu'il y ait perte notable de soufre; on retrouve dans la matte la presque

totalité du soufre qui avait échappé aux deux feux du premier grillage en cases. Cette économie de soufre, très-importante pour la réussite du traitement, exige qu'on ne passe pas dans les lits de fusion des scories riches contenant de l'oxydule de cuivre.

La seconde fonte pour matte sert à expulser une partie de l'arsenic et de l'antimoine, qui se trouvent dans la matte grillée à l'état d'arséniates et d'antimoniates. C'est une véritable fonte de purification, dont l'effet est limité par le degré d'avancement du premier grillage en cases.

On obtient encore deux produits : une matte assez riche en cuivre (35 à 36 pour 100), contenant encore beaucoup d'arsenic et d'antimoine, renfermant notablement moins de fer et de soufre que la première; une scorie basique, dont la base dominante est le protoxyde de fer, contenant une proportion à peine appréciable d'oxydule de cuivre, renfermant quelques grenailles de matte. Cette scorie doit être cassée au marteau, et tous les morceaux qui paraissent contenir des grenailles sont reportés à la fonte de concentration.

4° La seconde matte est grillée en cases et à trois feux; l'oxydation n'est encore que partielle; on ne peut la pousser aussi loin que cela serait nécessaire pour la volatilisation à peu près complète de l'arsenic et de l'antimoine. On est limité par la condition de laisser dans le produit du grillage une quantité de soufre assez grande pour l'appauvrissement de la scorie, et pour la formation d'un cuivre noir qui ne soit pas exclusivement arsenical et antimonial.

5° La matte grillée est fondue au four à manche, avec des scories siliceuses de la fonte de concentration, ne contenant du cuivre qu'à l'état de grenailles; on évite de passer dans cette opération les scories riches qui renferment de l'oxydule de cuivre.

Les réactions sont les mêmes que dans la seconde fonte; l'oxyde de cuivre contenu dans les mattes grillées est réduit presque complétement par les gaz, avant que les scories chargées commencent à se ramollir: les silicates qui se produisent au-dessus de la tuyère ne contiennent qu'une faible proportion d'oxydule de cuivre; leur appauvrissement n'enlève qu'une petite quantité de soufre aux produits définitifs. Les arséniates et les antimoniates, contenus dans les mattes grillées, sont réduits et laissent dégager une partie de leur arsenic et de leur antimoine; mais cette action très-utile est limitée par l'imperfection du grillage des mattes.

On obtient trois produits : cuivre noir, matte, scorie.

Le cuivre noir ne contient pas plus de 70 pour 100 de cuivre; il renferme beaucoup d'arsenic et d'antimoine, un peu de fer et de soufre, et la presque totalité de l'argent des minerais.

La matte contient de 60 à 65 pour 100 de cuivre, un peu de soufre, de fer, d'arsenic et d'antimoine, et très-peu d'argent : elle doit être grillée en cases et à deux feux, et passée dans les lits de fusion de la fonte pour cuivre noir.

La scorie est assez pauvre, et contient très-peu d'oxydule de cuivre; sa teneur en métal est due principalement aux grenailles de cuivre noir et de matte qu'elle renferme. On la repasse tout entière dans la fonte de concentration.

Dans cette série d'opérations, on ne parvient à expulser qu'une partie de l'arsenic et de l'antimoine, parce qu'on n'utilise pas complétement les grillages : pour perfectionner la méthode, il faudrait avoir une certaine quantité de minerais pyriteux purs, ou tout au moins de pyrites de fer exemptes de pyrite arsenicale, qu'on pourrait ajouter aux lits de fusion des fontes successives. Avec

ces matières sulfurantes, il deviendrait possible de commencer le traitement par un grillage, et de pousser les deux grillages des mattes jusqu'à l'oxydation à peu près complète de tous les métaux : on arriverait certainement, en six opérations, à expulser presque entièrement l'arsenic et l'antimoine, et à concentrer le cuivre et l'argent dans une matte très-riche, assez pure pour être traitée par la méthode de M. Augustin, ou par celle de M. Ziervogel.

Ces deux méthodes sont inapplicables au cuivre noir obtenu dans les conditions précédemment exposées, à cause de l'énorme proportion d'arsenic et d'antimoine qu'il contient.

On ne pourra remplacer l'amalgamation du cuivre noir par des procédés plus parfaits et plus économiques, qu'après avoir modifié le traitement des minerais par l'introduction dans les fontes successives de pyrites exemptes d'arsenic.

En 1844, on a traité 1,056^{t},40 de minerais; on a produit 51 tonnes de cuivre noir, contenant : 34^{t},72 de cuivre pur, et 88^{k},97 d'argent; soit, par tonne de cuivre noir : cuivre 0^{t},681, argent, 1^{k},744.

Les dépenses de toute nature faites pour le traitement se sont élevées à 18,021 fr. 18 c., soit à 16 fr. 85 c. par tonne de minerais, et à 353 fr. 35 c. par tonne de cuivre noir.

On a traité par amalgamation des cuivres noirs argentifères produits dans d'autres usines appartenant à l'Etat, comme celle de Cziklova, et situées dans le même district; mais les frais de traitement et les résultats obtenus ont été consignés séparément sur les registres : je peux, en conséquence, décrire les opérations et donner les frais spéciaux de l'amalgamation, en considérant seulement les 51 tonnes de cuivre noir, retirées des 1,056^{t},40 de minerais fondus à Cziklova.

Amalgamation du cuivre noir.

L'extraction de l'argent par amalgamation comprend les opérations suivantes :

1° *Pulvérisation* du cuivre noir sous les pilons d'un bocard, et *porphyrisation* entre deux meules horizontales;

2° *Grillage* et *chloruration* sur la sole d'un four à réverbère ;

3° *Amalgamation* de l'argent dans des tonnes tournantes, *séparation* du mercure contenant l'argent;

4° *Distillation* du mercure de l'amalgame, et *fusion* de l'argent en lingots.

Cette série d'opérations donne seulement deux produits utiles : l'argent et les résidus cuivreux. Le premier est envoyé à la monnaie de Vienne, les seconds sont soumis à un traitement très-compliqué, dont j'indiquerai plus loin la marche et les difficultés.

1° Pulvérisation et porphyrisation. — Le cuivre noir très-impur, comme je l'ai dit précédemment, ne se laisse pas broyer à froid ; il faut le porter au rouge vif, en le chauffant dans un petit four à réverbère, le placer sous les pilons, et remettre constamment dans le four les morceaux qui n'ont pas été suffisamment divisés, et dont la température s'est abaissée rapidement au-dessous du rouge sombre.

Matériel. — La pulvérisation est, par suite, plus compliquée que celle des mattes; elle exige : une batterie de cinq pilons et un four à réverbère. Chaque pilon se compose de deux parties, du sabot en fonte très-dure, et de la flèche en bois; le tout pèse environ 350 kilogrammes; la levée, produite par un arbre à cames, est de $0^m,20$. La sole, sur laquelle battent les pilons, est une plaque de fonte très-épaisse; la poitrine du bocard est ouverte;

en avant de la sole est une plaque de fonte un peu inclinée, sur laquelle tombent les morceaux de cuivre noir, rejetés par le choc des pilons. En arrière, et sur les côtés, l'auge est fermée par des plaques de fonte.

Le four à réverbère est chauffé à la houille : ses dimensions sont assez faibles, mais elles n'ont aucune importance, et je ne crois pas devoir les donner.

La seule condition essentielle que le four doive remplir est de pouvoir être porté et maintenu facilement à la température du rouge cerise, un peu inférieure à celle à laquelle le cuivre noir entrerait en fusion.

Il présente une porte latérale, par laquelle les ouvriers doivent pouvoir aisément charger et enlever, sur toute l'étendue de la sole, les morceaux de cuivre de toute dimension, qu'on a besoin de chauffer. Les plus gros sont manœuvrés avec des pinces, les plus petits à l'aide d'une pelle en fer.

Les meules sont horizontales ; l'une est fixe, l'autre mobile : leur disposition ne présente aucune particularité.

Le bocard est en activité constante, les meules ne sont mises en mouvement que pendant la journée.

Le personnel indispensable aux deux périodes de l'opération est de 5 ouvriers ; 1 pour les meules, 4 pour le bocard et le réverbère : ces derniers sont divisés en deux brigades, qui travaillent alternativement pendant la nuit et pendant le jour.

Bocardage. — Le cuivre noir arrive au réverbère en lingots pesant seulement de 10 à 12 kilogrammes. On en place une douzaine sur la sole ; quand ils sont chauffés au rouge, on les porte au bocard, et on ramène incessamment sous les pilons les fragments qui tombent sur la plaque inclinée ; dès que la température de ces morceaux est abaissée au-dessous du rouge sombre, on les re-

porte sur la sole du réverbère. Les parties qui paraissent suffisamment pulvérisées sont passées à travers un tamis métallique, dont les ouvertures ont $0^m,0025$ de côté ; la matière fine est envoyée aux meules ; la plus grosse est réchauffée au réverbère et passe de nouveau sous les pilons.

Les deux hommes sont constamment occupés à cette manœuvre très-pénible ; cependant ils ne parviennent pas à écraser plus de $0^t,500$ de cuivre noir dans leur poste de douze heures. Avec quatre hommes, et en vingt-quatre heures, on peut pulvériser environ 1 tonne de cuivre noir.

Porphyrisation. — La porphyrisation entre les meules est faite à sec, et n'exige pas autant de travail que le bocardage : l'ouvrier n'a qu'à charger le cuivre noir en sable, et à jeter sur un blutoir la farine qui sort par la circonférence ; tout ce qui n'est pas parfaitement fin est repassé entre les meules.

On obtient aisément la réduction en poudre impalpable de 1 tonne de cuivre noir bocardé, en dix heures de travail effectif, et avec une seule paire de meules.

Dans ces opérations, les métaux, le soufre et l'arsenic du cuivre noir sont en partie oxydés, par l'action des flammes du réverbère, et par celle de l'air sur le métal chauffé jusqu'au rouge.

L'oxydation ne peut être qu'utile, en préparant les matières à l'opération suivante, et en expulsant une partie de l'arsenic et de l'antimoine : elle pourrait être un peu nuisible en faisant perdre une petite quantité de soufre ; mais ce corps, n'existant dans le cuivre noir qu'en faible proportion, n'est atteint que très-faiblement par l'action oxydante.

Considérations économiques. — La pulvérisation et la porphyrisation des 51 tonnes de cuivre noir ont exigé cinquante et un jours de travail ; on a brûlé $61^t,20$

de houille; l'usure des pilons et des meules a coûté 153 francs. Les frais spéciaux de l'opération ont été :

Main-d'œuvre, 255 journées à 1 franc.....	255 fr.	00 c.
Houille, 61t,20 à 6 francs.....	367	20
Usure des pilons, réparations diverses.....	153	00
Frais spéciaux de l'opération.....	775 fr.	20 c.

Soit par tonne de cuivre noir réduit en farine :

Main-d'œuvre, 5 journées à 1 franc.....	5 fr.	00 c.
Houille, 1t,20 à 6 francs.....	7	20
Usure des pilons, réparations.....	3	00
Frais spéciaux.....	15 fr.	20 c.

2° Grillage et chloruration. — La seconde opération est faite dans un four à réverbère, chauffé à la houille, et dont la disposition et les dimensions sont à peu près les mêmes que celles du four employé au Mansfeld pour le grillage des mattes argentifères. Il n'a qu'une seule sole, surmontée par des chambres de condensation; la sole supérieure n'est pas aussi utile que dans la méthode de M. Augustin, parce qu'on n'a pas à décomposer les sulfates de fer et de cuivre avant de procéder à la chloruration. Le sel est fondu d'avance dans une chaudière en fonte, pulvérisé, et conservé dans des caisses en bois hermétiquement fermées.

Opération. — Le cuivre noir porphyrisé est mélangé très-intimement avec 5 pour 100 de pyrite de fer, exempte d'arsenic, et 12 pour 100 de sel fondu.

Une charge se compose de :

Cuivre noir.....	200	kilogrammes.
Pyrite de fer.....	10	—
Sel fondu.....	24	—
	234	kilogrammes.

Elle est chargée à la pelle dans le four encore très-chaud de l'opération précédente ; on l'étend uniformément sur la sole, on ferme la porte, et on laisse les matières s'échauffer aux dépens de la chaleur accumulée dans le four. On ne met de la houille sur la grille qu'à partir du moment où les matières chargées et les parois sont au rouge sombre. On maintient cette température à peu près constante pendant sept ou huit heures, en ayant soin que l'épaisseur de houille dans le foyer reste assez faible pour que les flammes soient toujours oxydantes. Pendant ce temps, les ouvriers doivent rabler et retourner constamment les matières sur la sole, de manière à prévenir toute agglomération, à renouveler les surfaces et à régulariser la température.

Ce travail constitue la première période de l'opération, qu'on peut nommer la *période d'oxydation*. On reconnaît qu'elle est terminée, en prenant un peu de matière sur la sole (en plusieurs points), et en l'écrasant dans un mortier : l'oxydation est complète quand on n'aperçoit plus de parcelles métalliques.

A ce moment commence la seconde période, ou la *chloruration*.

On élève progressivement la température jusqu'au rouge vif, et on la maintient à ce point pendant une heure. On considère alors les réactions comme terminées; on sort les matières du four et on les fait tomber dans une brouette en fer, dans laquelle on les transporte à l'atelier de l'amalgamation.

On laisse la porte du four ouverte pendant quelque temps, afin d'abaisser un peu sa température ; on introduit une nouvelle charge, dont l'élaboration est conduite de la même manière.

On ne peut pas faire plus de deux opérations en vingt-

quatre heures, en occupant 4 ouvriers, 2 grilleurs et 2 manœuvres.

Considérations générales. — La chloruration du cuivre noir diffère complétement de l'opération correspondante de la méthode de M. Augustin. Le sel est introduit dès le commencement du grillage. L'oxydation est conduite avec beaucoup plus de lenteur, et dans le produit définitif l'argent existe presqu'en entier à l'état métallique.

Il me paraît utile d'insister sur les réactions chimiques qui ont lieu dans le grillage et dans la chloruration à l'usine de Cziklova; il sera ensuite plus facile de comprendre pour quelles raisons la méthode de M. Augustin ne serait pas applicable à l'alliage complexe qu'on traite dans le Banat.

Le cuivre noir contient beaucoup d'arsenic et d'antimoine, et très-peu de fer et de soufre; il est plus riche en cuivre que les mattes du Mansfeld. Pendant les nombreux réchauffages que nécessite la pulvérisation, les métaux s'oxydent en partie, une petite portion du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine est volatilisée.

Dans la première période de l'opération, pendant le *grillage*, les matières chargées sur la sole sont soumises à une action oxydante peu énergique, à une température assez basse pour que le chlorure de sodium ne puisse pas se ramollir, et reste à peu près inerte. Comme le réverbère est chauffé à la houille et que l'air n'arrive sur la sole qu'après avoir traversé le foyer, le gaz et les flammes qui produisent le grillage ne contiennent que très-peu d'oxygène libre, ce qui rend compte du temps extrêmement long qui est nécessaire à l'oxydation complète du cuivre. Dans ces conditions, la plus grande partie de l'arsenic et de l'antimoine forme seulement de l'acide arsenieux et de l'oxyde d'antimoine, qui sont volatilisés, soit pendant le grillage, soit pendant la seconde période

lement comprendre que cette méthode ne serait nullement applicable au cuivre noir très-arsenical et antimonial du Banat.

En effet, dans la méthode de M. Augustin, on cherche d'abord à produire, par une oxydation complète, des sulfates de fer, de cuivre et d'argent ; on décompose ensuite la presque totalité des sulfates de fer et de cuivre, en maintenant intact le sulfate d'argent ; on fait agir enfin le chlorure de sodium pour transformer le sulfate d'argent en chlorure, qu'on puisse dissoudre dans une liqueur saline et décomposer par le cuivre métallique.

Pour appliquer cette méthode au cuivre noir du Banat, il faudrait le mélanger avec une forte proportion de pyrite de fer. Avec cette addition on parviendrait bien à former des sulfates, mais l'oxydation avec un excès d'air produirait beaucoup d'arséniates et d'antimoniates. La presque totalité de l'argent serait précipitée dans les cuves à dissolution, à l'état d'arséniate et d'antimoniate, au moment même où on chercherait à dissoudre le chlorure dans la liqueur saline. On obtiendrait très-peu d'argent, et les résidus cuivreux renfermeraient la presque totalité de l'arsenic et de l'antimoine du cuivre noir : leur traitement pour cuivre présenterait de sérieuses difficultés.

La méthode de M. Ziervogel serait, par des raisons analogues, tout à fait inapplicable.

La présence de l'arsenic et de l'antimoine et la trop faible quantité de soufre dans le cuivre noir sont les raisons pour lesquelles on ne peut utiliser dans le Banat les perfectionnements apportés par MM. Augustin et Ziervogel à l'extraction de l'argent.

On ne pourra donc remplacer la méthode d'amalgamation qu'après avoir modifié le mode de traitement des minerais de manière à expulser presque complétement

les deux corps nuisibles : j'ai déjà dit que ce résultat pouvait être aisément obtenu si on disposait d'une quantité suffisante de cuivre pyriteux pur, ou de pyrites de fer exemptes d'arsenic, pour les passer dans les fontes successives. Il faudrait alors produire non pas du cuivre noir, mais une matte très-riche, à laquelle on pourrait appliquer l'une ou l'autre des deux méthodes nouvelles.

Considérations économiques. — Le grillage et la chloruration des 51 tonnes de cuivre noir ont exigé cent vingt-huit jours d'activité, et 512 journées d'ouvriers : on a brûlé 128 tonnes de houille, et employé 5t,12 de sel, et 2t,56 de pyrites.

Les frais spéciaux de l'opération ont été les suivants :

Main-d'œuvre..	512 journées à 1 franc.....	512 fr.	00 c.
Houille.....	128t,00 à 6 francs.....	768	00
Pyrites.....	2,56 à 25 —	64	00
Sel.....	5,12 à 35 —	189	20
Outils, réparations, frais divers.....		300	00
Frais spéciaux.....		1,833 fr.	20 c.

La perte en métaux n'a pas été déterminée avec exactitude ; je pense qu'on peut l'évaluer à 3 pour 100 du cuivre et 7 pour 100 de l'argent, contenus dans le cuivre noir. Ces proportions étant admises, les matières chlorurées devaient contenir 33t,68 de cuivre et 82k,513 d'argent.

Les fumées recueillies dans les chambres de condensation ont été traitées par amalgamation, en même temps que le cuivre noir chloruré retiré du four à réverbère.

Les frais spéciaux rapportés à 1 tonne de cuivre noir ont été :

Main-d'œuvre.....	10j,04.....	10 fr.	04 c.
Houille.....	2t,51.....	15	06
Pyrites.....	0,05.....	1	25
Sel.....	0,12.....	4	20
Outils, réparations, frais divers.....		5	86
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de cuivre noir.		36 fr.	41 c.

3° Amalgamation. — La troisième opération a pour but de combiner avec du mercure l'argent contenu dans le cuivre noir grillé et chloruré, et de séparer l'amalgame des résidus en le dissolvant dans un grand excès de mercure.

Elle est faite dans quatre tonnes en bois, tournant autour d'un axe horizontal, auquel on peut imprimer une vitesse de rotation variable suivant les diverses phases de l'opération.

La disposition des tonnes est trop simple pour que je m'arrête à la décrire. Chacune d'elles a une capacité d'environ 800 litres : elle présente en son milieu une ouverture rectangulaire, dont les parois sont taillées en tronc de pyramide dans l'épaisseur du bois. Cet orifice peut être hermétiquement fermé pendant la rotation par un tampon en bois, maintenu à l'aide d'une vis de pression.

Lorsqu'il faut vider la tonne ou faire sortir le mercure, on remplace le tampon par un ajutage, ou par un entonnoir à robinet.

Chaque tonne porte une roue dentée, qui engrène avec un pignon fixé sur un arbre parallèle à la ligne des tonnes, et recevant le mouvement d'une petite roue hydraulique. Les axes de rotation des quatre tonnes sont indépendants, en sorte qu'on peut arrêter l'une d'entre elles en laissant tourner les autres.

Sous chacune d'elles est placé un canal en bois, par lequel l'eau et les résidus doivent couler dans un grand réservoir. Les canaux présentent un premier compartiment à contre-pente, dans lequel s'arrête le mercure qui n'a pas été complétement rassemblé.

Opération.—On introduit dans chaque tonne : 672 kilogrammes de cuivre noir grillé et chloruré; une quantité d'eau chaude assez grande pour que toutes les matières

puissent former une bouillie peu liquide; et 75 kilogrammes de cuivre noir moulé en balles de la grosseur d'une noix. On ferme l'orifice, et on fait tourner pendant une demi-heure avec la vitesse de douze tours par minute. On arrête le mouvement pour introduire 168 kilogrammes de mercure, et une nouvelle quantité d'eau chaude, mais seulement dans le cas où la consistance de la matière paraît trop grande.

On fait tourner les tonnes pendant quinze à dix-huit heures, à raison de dix-huit tours par minute; après ce temps, on prend des essais, afin de reconnaître si le mercure a bien absorbé tout l'argent. On puise avec une capsule une petite quantité de la matière contenue dans les tonnes; elle peut être considérée comme bien homogène, à la suite d'un mouvement aussi rapide et aussi prolongé. On sépare le mercure des oxydes plus légers, on le réunit en un globule qu'on soumet à la distillation; on pèse le bouton d'argent. Quand on opère sur des cuivres noirs nouveaux, c'est-à-dire qui n'ont pas encore été traités, dont on connaît la teneur en argent, mais non le rendement pratique, on doit faire tourner les tonnes encore pendant deux heures, avec la même vitesse de dix-huit tours par minute. On prend alors un nouvel essai, égal en volume au premier; on sépare, on réunit et on distille le mercure; on pèse l'argent. On reconnaît que l'action du mercure est terminée, quand le poids de l'argent du second essai est égal à celui du métal obtenu dans le premier. S'il est un peu plus fort, on doit faire tourner les tonnes encore pendant deux heures, et ainsi de suite, jusqu'à ce qu'on obtienne des poids égaux pour l'argent obtenu dans deux essais successifs.

Par ces tâtonnements, on détermine une fois pour toutes le temps pendant lequel il faut faire tourner les tonnes pour compléter l'action du mercure sur le cuivre

noir en opération. Tant que la nature et la teneur en argent ne varient pas, on peut se dispenser de nouveaux essais dans les amalgamations suivantes; mais il faut les recommencer dès qu'il survient des variations dans la composition chimique et la richesse en argent.

Pour le cuivre noir de Cziklova, les dix-huit heures de rotation, après l'introduction du mercure, sont ordinairement plus que suffisantes.

On termine l'opération en emplissant les tonnes d'eau froide, et en faisant tourner plus lentement, à douze tours par minute, pendant deux heures; cette rotation plus lente a pour but et pour effet de rassembler le mercure, qui était auparavant disséminé en particules très-fines dans toute la masse boueuse.

Pour vider les tonnes, on commence par les amener dans une position telle que l'orifice de chargement soit aussi élevé que possible : on enlève le tampon et on le remplace par un ajutage à robinet; on met sous la tonne une sébile en bois, assez grande pour contenir tout le mercure; on fait exécuter une demi-révolution à la tonne; on ouvre le robinet, et on fait couler tout le mercure dans la sébile.

On ferme le robinet, dès qu'on voit la matière boueuse succéder au mercure; on fait faire encore une fois un demi-tour à la tonne; on remplace l'ajutage à robinet par un entonnoir à large ouverture, muni d'une grille assez fine pour arrêter les balles de cuivre. On peut enfin faire passer toutes les matières dans le canal inférieur, en faisant encore exécuter à la tonne une demi-révolution.

Les balles de cuivre seules restent dans l'intérieur.

Les mêmes manœuvres sont faites successivement pour les quatre tonnes. Avant d'introduire les nouvelles charges, on nettoie les canaux inférieurs, au fond desquels on trouve encore une petite quantité de mercure. On

en recueille jusque dans le grand réservoir, qui reçoit les résidus de l'amalgamation.

Il faut environ vingt-quatre heures pour toutes les périodes de l'amalgamation. Les manœuvres sont très-simples, et peuvent être exécutées dans la journée par deux ouvriers seulement. Ils doivent charger les quatre tonnes dès qu'ils ont nettoyé les canaux.

Produits. — On obtient deux produits : le mercure, qui tient en dissolution l'amalgame d'argent; et les résidus, qui sont en suspension dans les eaux salines du grand réservoir.

Le mercure est soumis à la distillation, comme je l'indiquerai plus bas; les résidus et le liquide contenus dans le réservoir sont traités de la manière suivante :

On laisse les matières en repos pendant quelques heures : les résidus se déposenta ssez nettement; on peut décanter la liqueur claire et la faire passer dans un second réservoir. On lave à l'eau chaude, et à deux reprises, les résidus cuivreux avant de les retirer; on les dépose sur le sol de l'atelier, on les laisse égoutter et on les porte au magasin de la fonte pour cuivre noir. Toutes les eaux employées aux lavages sont réunies à la première liqueur décantée : elles contiennent, en dissolution, une proportion très-notable de chlorures métalliques, principalement de fer et de cuivre, en même temps que du chlorure de sodium. On précipite les oxydes par de la chaux caustique; on laisse les oxydes de fer et de cuivre se rassembler; on décante la liqueur; on lave à deux reprises le précipité avec de l'eau froide, et enfin on l'enlève pour le réunir aux résidus cuivreux.

Réactions chimiques. — Les actions chimiques de l'amalgamation sont assez simples, quand le grillage et la chloruration ont été faits avec les soins convenables. Elles se succèdent dans l'ordre suivant.

L'eau chaude dissout d'abord les chlorures de fer, de cuivre et de sodium, les sels de soude, sulfate, arséniate et antimoniate, et tout l'argent qui existe à l'état de chlorure dans la matière grillée. Presque immédiatement il y a double décomposition entre l'arséniate et l'antimoniate de soude et les chlorures métalliques ; il se reforme des arséniates et antimoniates de fer, de cuivre et d'argent; il est impossible de savoir dans quelle proportion ces trois métaux sont précipités, car les trois oxydes forment des composés également insolubles avec les acides de l'arsenic et de l'antimoine. On peut cependant présumer qu'il y a d'autant moins d'argent précipité, que la matière contient plus de chlorures de fer et de cuivre.

A la suite de ces actions, la bouillie épaisse contenue dans les tonnes renferme : une dissolution de chlorures de sodium, de fer, de cuivre et d'argent; et des matières insolubles, oxydes de fer et de cuivre, argent métallique, arséniates et antimoniates de fer, de cuivre et d'argent.

Pendant la rotation qui précède le chargement du mercure, les balles de cuivre noir traversent la matière boueuse dans tous les sens, la rendent homogène, et, en même temps, elles exercent des actions chimiques assez lentes, mais très-utiles pour préparer les matières à l'amalgamation.

Le cuivre métallique ramène en partie à l'état de protochlorures le perchlorure de fer et le chlorure de cuivre restés en dissolution; il ne peut agir que très-imparfaitement sur le chlorure d'argent, tant qu'il se trouve une proportion un peu forte de perchlorures.

Ces actions sont très-lentes : d'abord, parce que le cuivre n'est pas pur; l'alliage complexe, qu'on nomme le cuivre noir, n'agit pas avec la même énergie que le cuivre pur; ensuite, et surtout, parce qu'en raison de leur forme et du mouvement de rotation de la tonne, le con-

tact du métal avec les différentes parties de la masse un peu consistante n'est ni suffisamment intime, ni assez prolongé.

Après l'introduction du mercure, les balles de cuivre continuent leurs actions chimiques, qui deviennent encore plus lentes, parce que la surface du métal se recouvre en partie d'une couche d'amalgame, que détache incessamment le frottement des matières solides, mais qui se reforme constamment. La principale action des balles de cuivre noir devient mécanique; elles servent à diviser le mercure et à le répartir uniformément dans toute la matière. C'est alors le mercure qui doit agir chimiquement, et ses actions sont d'autant plus énergiques que le métal est plus divisé, et que ses points de contact avec les matières sont plus nombreux.

Le mercure se combine avec l'argent existant à l'état métallique ; il achève la décomposition du perchlorure de fer et du chlorure de cuivre, et précipite lentement l'argent du chlorure d'argent dissous. Les protochlorures de fer et de cuivre qui sont en dissolution, et dont les matières solides sont imprégnées, décomposent le chlorure, l'arséniate et l'antimoniate d'argent, bien plus complétement que ne peut le faire le mercure; ils ramènent l'argent à l'état métallique, et le rendent propre à être amalgamé.

Ces actions reproduisent du perchlorure de fer et du chlorure de cuivre, qui sont ramenés de nouveau à l'état de protochlorure par l'action du mercure. Elles cessent quand la précipitation de l'argent est complète.

On voit, d'après cela, que les chlorures de fer et de cuivre sont indispensables à la rapidité de l'amalgamation : ils servent à produire les réductifs assez énergiques pour amener en quelques heures, à l'état métallique, l'argent existant à l'état de chlorure, d'arséniate et d'an-

timoniate. Sur le chlorure, l'action du mercure seul pourrait être assez prompte et complète, mais elle serait nécessairement très-lente et incomplète sur les deux autres combinaisons insolubles. Ces dernières résistent même assez longtemps au protochlorure de fer; on n'est jamais certain que leur décomposition soit complète. Il faut donc chercher à n'avoir qu'une proportion très-faible d'arséniate et d'antimoniate d'argent dans les matières sur lesquelles on fait agir le mercure. J'ai déjà exposé que la présence des chlorures de fer et de cuivre, dans le cuivre noir grillé et chloruré, devait avoir pour effet de diminuer la proportion d'argent précipité à l'état d'arséniate et d'antimoniate.

Les deux chlorures ont donc un rôle très-important dans toute l'amalgamation, et il convient de rappeler ici que leur proportion dépend en grande partie de celle des pyrites de fer, mélangées avec le cuivre noir avant le grillage.

Un trop grand excès de chlorures de fer et de cuivre est nuisible pour deux raisons principales : 1° il faut un temps plus long pour ramener la totalité des perchlorures à l'état de protochlorures par l'action du mercure, l'opération est notablement ralentie ; 2° la quantité de mercure qui est chlorurée, et par conséquent perdue, est plus forte.

L'expérience pratique peut seule indiquer, par des tâtonnements successifs, la proportion de pyrites qui donne les meilleurs résultats pour chaque qualité de cuivre noir, c'est-à-dire la plus grande rapidité d'opération et la moindre perte en mercure.

Pendant toutes ces réactions, il est essentiel que le mercure soit très-divisé et réparti aussi uniformément que possible dans toute la masse ; les matières doivent donc avoir une consistance assez grande, la rotation des tonnes doit être assez rapide pour que le métal ne puisse pas se rassembler.

Au contraire, quand les réactions chimiques sont terminées, il faut rassembler le mercure et lui permettre de réunir les grains d'amalgame jusqu'alors séparés les uns des autres. C'est pour obtenir ce résultat qu'on remplit les tonnes d'eau et qu'on ralentit le mouvement de rotation.

On ne peut parvenir à réunir la totalité du mercure et l'amalgame ; la preuve en est dans les globules de mercure, toujours plus ou moins argentifères, qu'on trouve dans le premier compartiment des canaux inférieurs aux cuves, et jusque dans le grand réservoir.

Il en résulte nécessairement une perte en mercure et en argent, qu'il est impossible d'évaluer exactement, mais qui paraît être très-faible dans la conduite de l'opération adoptée à l'usine de Cziklova.

La nature et la composition chimique des deux produits de l'opération se déduisent aisément des réactions précédemment indiquées.

Le mercure est employé en très-grand excès, 168 kilogrammes dans chaque tonne pour absorber environ 1 kilogramme d'argent ; cet excès a été reconnu nécessaire pour donner à l'opération la rapidité convenable, aussi bien que pour réunir presque tout l'amalgame en une seule masse liquide.

Le mercure sortant des tonnes, bien séparé par plusieurs lavages de la petite portion des résidus qui passe en même temps que lui dans les sébiles, contient avec l'argent une très-faible quantité de cuivre, d'arsenic et d'antimoine : ces corps proviennent de l'action lente du mercure sur la surface des balles de cuivre noir ; ils restent presqu'en totalité dans l'argent, après la distillation du mercure.

Les résidus cuivreux déposés dans le grand réservoir, et séparés de la liqueur saline par décantation, sont im-

prégnés de chlorures de sodium, de fer, de cuivre et de mercure. En lavant ces résidus à deux reprises à l'eau chaude, on a pour but d'enlever autant que possible les chlorures solubles, qui seraient nuisibles dans le traitement ultérieur pour cuivre noir.

La liqueur décantée et les eaux de lavage contiennent une proportion notable de chlorure de cuivre, qu'on ne peut pas laisser perdre ; par la chaux caustique on précipite, en même temps que l'oxyde de cuivre, de l'oxyde de fer et de l'oxydule de mercure : on pourrait profiter de la facile décomposition de ce dernier pour réunir en globules et recueillir une partie du mercure perdu dans l'amalgamation.

Le précipité bien lavé retient toujours de la chaux en proportion relativement assez forte, mais ne renferme ni arsenic ni antimoine : la totalité de ces deux corps, c'est-à-dire la partie qui n'a pas été volatilisée pendant le grillage, se trouve dans les résidus cuivreux, à l'état d'arséniates et d'antimoniates. Il faut remarquer cependant que leur traitement pour cuivre ne présente pas des difficultés aussi grandes que celles qu'on éprouverait à purifier le cuivre noir, si on n'avait pas à faire l'extraction de l'argent. Le grillage à basse température qui précède la chloruration expulse une grande partie des deux corps nuisibles.

Résumé. Avant de parler de la distillation du mercure, pour laquelle il ne sera besoin d'aucune explication chimique, je crois utile de présenter le résumé succinct des principales réactions qui sont utilisées dans le traitement pour argent des minerais pauvres et très-impurs du Banat.

Les minerais contiennent très-peu d'argent, de cuivre et de soufre, beaucoup d'arsenic et d'antimoine : on n'a pas une quantité suffisante de cuivre pyriteux ou de

pyrites de fer pour expulser, dans les grillages et dans les fontes, une grande partie de l'arsenic et de l'antimoine.

On ne peut pas songer à concentrer le cuivre et l'argent dans une matte, et à lui appliquer l'une des deux méthodes d'extraction employées au Mansfeld. La matte serait trop chargée d'arsenic et d'antimoine, on n'obtiendrait que très-peu d'argent, les résidus cuivreux seraient trop impurs.

On concentre le cuivre et l'argent dans un alliage ou cuivre noir, parce qu'on ne peut pas faire autrement, d'après la nature des minerais et l'absence des pyrites; on n'arrête la première partie du traitement, les fontes et les grillages successifs, qu'au moment où ces opérations deviennent impuissantes à purifier davantage les produits cuivreux.

Le cuivre noir argentifère renferme, comme les minerais, très-peu de soufre et de fer, beaucoup d'arsenic et d'antimoine; on le réduit en poudre très-fine, on le mélange intimement avec une proportion de pyrites de fer, variable avec sa composition chimique, et 12 pour 100 de sel fondu et pulvérisé; on grille le mélange à très-basse température, en présence d'une quantité d'oxygène très-limitée, jusqu'à ce que l'oxydation du cuivre soit complète. On obtient par cette période de l'opération trois résultats très-importants : la volatilisation de la majeure partie de l'arsenic et de l'antimoine; la séparation presque complète de l'argent de ses combinaisons métalliques; la formation d'une proportion notable de sulfates de fer, de cuivre et d'argent, proportion qu'on peut faire varier en changeant le poids des pyrites mélangées avant le grillage. On ne peut pas éviter la production d'une certaine quantité d'arséniates et d'antimoniates.

En terminant le grillage par un coup de feu, prolongé pendant une heure, on fait agir le chlorure de sodium par doubles décompositions ; on transforme en chlorures les sulfates, les arséniates et les antimoniates métalliques. Cette période de chloruration ne doit pas être prolongée au delà du temps strictement nécessaire aux réactions, parce qu'il y a perte notable de cuivre et d'argent par la volatilisation des chlorures, perte d'autant plus grande qu'on chauffe pendant un temps plus long, et que la matière grillée contient plus de sulfates, d'arséniates et d'antimoniates.

L'amalgamation proprement dite se divise en trois périodes : pendant la première, on imprègne uniformément d'eau la matière chlorurée, on fait agir le cuivre noir comme agent de réduction sur les perchlorures de fer et de cuivre. La première réaction par voie humide est la formation d'arséniates et d'antimoniates métalliques par les doubles décompositions des chlorures des trois métaux, fer, cuivre et argent, et des arséniates et antimoniates de soude. On peut maintenir d'autant plus de chlorure d'argent dissous que les chlorures de fer et de cuivre sont en plus forte proportion. La seconde réaction est celle du cuivre noir, qui ramène les perchlorures de fer et de cuivre à l'état de protochlorures, et peut même décomposer une partie du chlorure d'argent. Ces actions sont très-lentes, principalement la dernière ; le cuivre noir n'agit pas sur l'arséniate et l'antimoniate d'argent.

Les balles de cuivre noir ne peuvent que préparer les matières pour l'amalgamation ; elles ne pourraient pas amener tout l'argent à l'état métallique, à moins que leur action ne fût très-longtemps prolongée : en admettant qu'on parvînt à réduire tous les composés de l'argent par le cuivre, le métal serait très-divisé, réparti dans

toute la masse des matières, et ne pourrait être recueilli sans pertes notables.

Le mercure est donc indispensable, d'abord pour accélérer la réduction de l'argent à l'état métallique, pour la rendre complète, et ensuite pour réunir l'argent en dissolvant l'amalgame dans un grand excès de liquide métallique. L'action du métal est divisée en deux périodes.

Dans la première, le mercure achève la réduction des perchlorures de fer et de cuivre, et produit ainsi les réductifs qui peuvent compléter rapidement la décomposition des combinaisons de l'argent; il agit constamment sur les perchlorures qui se reforment par cette décomposition. Pendant toute la durée de cette période, les matières doivent avoir une consistance assez grande, la rotation des tonnes doit être assez rapide pour que le mercure très-divisé ne puisse pas se réunir; les globules un peu gros ne pourraient avoir qu'une action très-lente, moins énergique encore que celle des balles de cuivre noir.

Dans la dernière période, on cherche seulement à réunir le mercure et l'amalgame d'argent, on n'a plus de réactions chimiques à produire : il suffit d'étendre d'eau de manière à diminuer la consistance de la matière, et de faire tourner beaucoup plus lentement. La réunion de l'amalgame dans l'excès de mercure n'est jamais tout à fait complète; on perd une petite quantité de mercure et d'argent.

La principale cause de perte en mercure est la chloruration partielle de ce métal par la réduction des perchlorures. Il est essentiel de limiter la proportion des perchlorures à la suite d'un certain nombre d'expériences, et, par suite, de chercher par des tâtonnements successifs la proportion de pyrites qu'on doit ajouter avant le grillage, pour obtenir le plus

est refroidi; on enlève la cloche et on trouve dans les capsules l'argent brut, non fondu, et ne contenant plus de mercure.

L'argent est raffiné dans une coupelle en os calcinés, placée dans un four de coupellation analogue à ceux que je décrirai dans la métallurgie du plomb. On opère sur 85 à 90 kilogrammes d'argent brut, c'est-à-dire qu'une seule opération a suffi pour l'argent retiré en 1844 du cuivre noir de Cziklova.

L'argent raffiné est coulé en lingots.

Personnel. — La manœuvre des tonnes, le lavage des résidus, la précipitation, la distillation du mercure, l'affinage de l'argent, c'est-à-dire toutes les opérations qui suivent le grillage et la chloruration, exigent seulement 4 ouvriers et 1 contre-maître; il faut, en outre, un surveillant de nuit pour veiller à ce que la rotation des tonnes continue régulièrement. Le contre-maître est payé 2 fr. 50 c., le surveillant 1 fr. 50 c. et les ouvriers 1 franc par poste.

Considérations économiques. — On n'a pas séparé, dans les registres de l'usine, les dépenses relatives aux deux opérations que je viens de considérer; je suis donc obligé de les réunir.

Le traitement des 51 tonnes de cuivre noir de Cziklova a duré vingt-trois jours seulement: on a employé 1 tonne de mercure, et on a retiré par compression et distillation 911 kilogrammes de ce métal; par suite, il a été perdu 89 kilogrammes de mercure. On a employé pour la précipitation 3 mètres cubes de chaux vive. On a brûlé, dans toutes les opérations, 24^{t},50 de bois et 3^{t},30 de charbon; les réparations, l'entretien des outils et les frais divers se sont élevés à 300 francs.

D'après ces nombres, les frais spéciaux de l'amalgamation et de la distillation ont été les suivants.

Main-d'œuvre et surveillance...		138 journées....	184 fr.	00 c.
Bois.....	24t,50.....	à 4 francs.....	98	00
Charbon.....	3t,50.....	à 15 —	49	50
Mercure.....	89 kilogrammes.	à 10 —	890	00
Chaux.....	3 mètres cubes..	à 10 —	30	00
Outils, réparations, frais divers.....			300	00
Frais spéciaux.....			1,551 fr.	50 c.

On a obtenu 82k,007 d'argent en lingots, et on a évalué la teneur en cuivre des résidus à 33t,50. On a donc perdu dans l'amalgamation elle-même très-peu d'argent et de cuivre, 0k,503 d'argent et 0t,180 de cuivre. Les pertes principales en métaux sont celles de la chloruration.

Les frais spéciaux rapportés à 1 tonne de cuivre noir sont :

Main-d'œuvre et surveillance, 21,706.....		3 fr.	608
Charbon.....	0t,065.....	0	975
Bois.....	0t,480.....	1	920
Mercure.....	1k,740.....	17	400
Chaux.....	0m.c,06.....	0	600
Outils, réparations, frais divers.....		5	882
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de cuivre noir.....		30 fr.	385

L'extraction de l'argent du cuivre noir, par la méthode d'amalgamation, a exigé les frais spéciaux suivants :

Main-d'œuvre.....	17j,746.....	18 fr.	648
Charbon.....	0t,065.....	0	975
Bois.....	0t,480.....	1	920
Houille.....	3t,710.....	22	260
Sel.....	0t,120.....	4	200
Mercure.....	1k,740.....	17	400
Chaux.....	0m.c,06.....	0	600
Pyrites.....	0t,05.....	1	250
Outils, réparations, frais divers.....		14	742
Frais spéciaux de l'extraction pour 1 tonne de cuivre noir.....		81 fr.	995

On a retiré de la tonne de cuivre noir : 1k,098 d'argent en lingots, et 0k,657 de cuivre contenu dans les résidus.

On a perdu : argent, 0k,136, soit 7.8 pour 100 de l'argent contenu ; cuivre, 0k,024, soit 3.5 pour 100 du cuivre.

En comparant ces nombres à ceux que j'ai cités dans le chapitre précédent, pour les deux méthodes expérimentées au Mansfeld, on voit que ces dernières ont un énorme avantage sur le procédé d'amalgamation du cuivre noir ; mais il ne faudrait pas en conclure que ce procédé devrait être remplacé dans le Banat par la méthode de M. Augustin, ou par celle de M. Ziervogel. J'ai démontré, et je crois utile de le rappeler ici, que la forte proportion d'arsenic et d'antimoine, contenus dans les mattes successives et dans le cuivre noir de Cziklova, empêcherait d'obtenir des résultats favorables ; on perdrait la plus grande partie de l'argent, les résidus cuivreux seraient très-impurs, tandis que l'amalgamation du cuivre noir ne fait perdre que peu d'argent, et donne des résidus cuivreux, renfermant très-peu d'arsenic et d'antimoine, relativement à la quantité de ces deux corps que contient le cuivre noir.

Il ne sera permis de modifier le procédé d'extraction de l'argent, suivi à l'usine de Cziklova, qu'après avoir changé radicalement les conditions défavorables de la première partie du traitement, en apportant à l'usine une quantité considérable de cuivre pyriteux ou de pyrites de fer peu chargées d'arsenic.

Pour obtenir les frais spéciaux de l'amalgamation du cuivre noir, rapportés à la tonne des minerais traités, il faut multiplier les nombres qui précèdent par le coefficient 0,0482, qui représente le rendement des minerais en cuivre noir.

Main-d'œuvre	0k,832	0 fr. 896
Combustibles	0k,205	1 208
Sel	0k,0058	0 202
Mercure	0k,084	0 840
Chaux	0m.c,0029	0 029
Pyrites	0k,0024	0 060
Outils, réparations, frais divers		0 708
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.		3 fr. 943

Produits : Argent en lingots..... 0k,077
Cuivre contenu dans les résidus. 52 kilogrammes.

Traitement des résidus cuivreux.

Les résidus de l'amalgamation contiennent encore une proportion assez forte d'arsenic et d'antimoine à l'état d'arséniates et d'antimoniates de fer et de cuivre ; ils renferment, en outre, des oxydes des deux métaux et une très-petite quantité de chaux. Leur traitement présente de grandes difficultés, et on ne parvient à en retirer que du cuivre de qualité inférieure.

Les résidus sont traités de la manière suivante :

1° On les mélange, aussi intimement que possible, lorsqu'ils sont encore humides, avec 25 pour 100 de pyrite de fer pulvérisée, et 6 pour 100 de charbon de bois, également en poussière fine : le mélange est façonné en briquettes qu'on fait sécher. On les fond dans un four à manche très-élevé et très-étroit, avec des scories siliceuses provenant de la fonte des minerais. Cette première opération donne trois produits : du cuivre noir, une matte, des scories.

Le cuivre noir contient beaucoup de soufre, de fer, d'arsenic et d'antimoine, et seulement 85 ou 86 pour 100 de cuivre.

La matte est riche et fort impure : elle renferme cependant moins d'arsenic et d'antimoine que le cuivre noir ; sa teneur moyenne est de 64 pour 100 de cuivre.

La scorie est très-fluide et pauvre ; on peut jeter la

partie qui ne paraît pas renfermer de grenailles : le reste est passé dans les lits de fusion de la fonte elle-même.

2° Le cuivre noir est affiné au four hongrois, suivant la méthode que j'ai décrite pour l'usine de Perm, mais sans addition de pyrites de fer : cette différence résulte de la présence du soufre en proportion suffisante dans le cuivre noir de Cziklova. L'affinage donne seulement deux produits : du cuivre en rosettes, qui renferme encore trop d'arsenic et d'antimoine pour être livré au commerce ; des scories ou crasses d'affinage, contenant beaucoup d'oxydule et d'oxyde de cuivre, et de nombreuses grenailles de métal.

3° Les mattes produites dans la fonte pour cuivre noir sont grillées en cases et à onze feux successifs ; elles sont ensuite fondues au four à manche avec une petite quantité de pyrites, des scories et des crasses d'affinage et de raffinage : à ces matières oxydées, riches en cuivre, on ajoute comme fondants du quartz et des scories siliceuses de la fonte des minerais. On obtient encore trois produits : cuivre noir, matte, scories.

Le cuivre noir est beaucoup moins chargé de soufre, d'arsenic et d'antimoine, mais notablement plus ferreux que celui donné par la première fonte des résidus : il peut être affiné directement au petit foyer.

La matte n'est obtenue qu'en très-petite quantité ; elle est très-riche et très-pure, et doit être conservée jusqu'à ce qu'on en ait réuni un poids suffisant pour la traiter séparément : elle est grillée à onze feux, en cases, et fondue au four à manche avec des scories de raffinage, du quartz et des scories siliceuses, provenant de la fonte des minerais ; on obtient encore les mêmes produits : cuivre noir ferreux, matte très-riche et très-pure, scorie riche : ils doivent être traités comme ceux de la fonte des premières mattes.

Les scories obtenues dans ces opérations contiennent une proportion variable d'oxydule de cuivre combiné avec la silice, et des grenailles de cuivre noir et de matte; on les casse au marteau et on les divise en deux parties; les plus chargées de grenailles sont fondues dans l'opération elle-même; les autres sont passées dans les lits de fusion de la fonte des résidus cuivreux.

4° Les rosettes obtenues au four hongrois et le cuivre noir produit dans le traitement des mattes sont raffinés ou affinés séparément au petit foyer : on obtient deux produits : du cuivre en rosettes de trois qualités différentes, assez pur pour être vendu dans le pays; des scories et des crasses très-riches en cuivre, qui doivent être fondues au four à manche en même temps que les mattes grillées.

Je ne décrirai pas en détail ces nombreuses opérations, j'insisterai seulement sur les conditions principales de chacune d'entre elles, et sur les réactions chimiques qui doivent être produites.

Première opération. Fonte au four à manche des résidus cuivreux. — Le four à manche dans lequel sont fondus les résidus a 3 mètres de hauteur, de la tuyère au gueulard; le creuset est en brasque, et profond de $0^m,50$; l'avant-creuset se termine à $0^m,10$ en avant de la poitrine; le four a $0^m,75$ de profondeur et $0^m,62$ de largeur. Le vent est lancé par une seule tuyère, sous la pression de $0^m,02$ de mercure; le combustible employé est le charbon de bois.

Lits de fusion. — La composition des lits de fusion est la suivante :

Résidus cuivreux.....	100	en briquettes séchées.
Charbon de bois pulvérisé.....	6	
Pyrites de fer.....	25	
Scories siliceuses.....	30	
Scories sèches.....	2 à 5	

La proportion des scories siliceuses dépend de l'allure du four et de la quantité des scories de la fonte des mattes qu'on doit fondre dans l'opération.

En 1844, on a fondu dans une seule campagne de quinze jours tous les résidus provenant du traitement des 54 tonnes de cuivre noir, mélangés avec 4 tonnes de charbon pulvérisé et 15 tonnes de pyrites : on a passé 8 tonnes de scories riches et 20 tonnes de scories siliceuses, soit en quinze jours 106 tonnes environ de matières diverses, ce qui ne fait pas en moyenne plus de 7 tonnes des lits de fusion en vingt-quatre heures : la fonte est donc conduite avec lenteur. On a consommé, pour l'allumage et la fonte elle-même, 50 tonnes de charbon de bois, soit 0t,47 de charbon pour 1 tonne de lit de fusion.

Produits. — On a obtenu :

Cuivre noir.....	52t,60
Matte,.....	8,65

Le cuivre noir contenait en moyenne 0,85 de cuivre, et la matte 0,65 ; on a donc retiré des résidus et des scories riches ajoutées : 33t,33 de cuivre (27t,71 dans le cuivre noir, et 5t,62 dans la matte). On a certainement perdu dans les scories plus de 1 tonne de cuivre, soit environ 3 pour 100 du cuivre contenu dans les matières fondues.

Réactions chimiques. — Les résidus cuivreux contiennent des oxydes de fer et de cuivre, des arséniates et des antimoniates : on doit chercher à volatiliser le plus possible des deux corps nuisibles, et on atteint assez bien ce résultat par l'ensemble des dispositions adoptées, et principalement par le mélange intime des résidus avec du charbon et des pyrites.

Le four à manche est très-étroit; on brûle une proportion très-forte de combustibles; la température doit être très-élevée à une hauteur assez grande au-dessus de la tuyère; le four est encore très-chaud au gueulard. Les charges doivent donc être rapidement portées au degré de chaleur auquel les réactions peuvent commencer. Dans la partie supérieure du four l'oxyde de carbone et le charbon mélangé avec les résidus agissent sur les oxydes métalliques, sur les arséniates et sur les antimoniates : il se volatilise une certaine quantité d'acide arsénieux et d'oxyde d'antimoine, en même temps que les oxydes de fer et de cuivre sont ramenés partiellement à l'état de protoxydes. L'action de l'oxyde de carbone ne pénètre que lentement dans l'intérieur des briquettes; le charbon mélangé agit, au contraire, dans toutes les parties, à mesure que leur température devient suffisamment élevée.

La réduction partielle à basse température ne doit s'exercer que pendant un temps assez court, parce que le four est très-chaud; les matières arrivent bientôt à un degré de chaleur telle que, sous les deux influences du charbon et des gaz, le cuivre est amené presque complétement à l'état métallique, le peroxyde de fer est réduit en grande partie à l'état de protoxyde et en partie à l'état métallique; les acides de l'arsenic et de l'antimoine sont décomposés presque complétement. A ce moment la pyrite commence à distiller, le soufre entraîne à l'état de sulfures volatils une portion notable de l'arsenic, une quantité plus faible d'antimoine; il se forme aussi des sulfures de cuivre et de fer, avec une partie des métaux produits par l'action réductive; enfin le sulfure de fer de la pyrite agit comme réductif sur l'oxyde de cuivre et sur les arséniates et antimoniates qui n'ont pas encore été complétement décomposés.

Le rôle de la pyrite mélangée est donc très-important; elle sert à expulser encore par volatilisation de l'arsenic et de l'antimoine, au moment où l'action réductive ne produirait plus que des arseniures et des antimoniures; elle fait passer à l'état de sulfure le fer qui, dans le mélange de la pyrite avec les résidus, serait amené à l'état métallique sous l'influence d'une température élevée rapidement.

Il doit se produire une certaine quantité de sulfure de carbone, qui exerce dans les parties supérieures du four une action réductive et sulfurante très-utile; elle s'ajoute à l'effet purement réductif de l'oxyde de carbone et du charbon.

A peu près à la hauteur à laquelle la distillation du soufre de la pyrite de fer est complète, les scories chargées commencent à se ramollir et à participer aux réactions chimiques. Elles absorbent progressivement le protoxyde de fer, et perdent peu à peu le cuivre qu'elles contenaient à l'état d'oxydule, par l'action très-énergique du sulfure de fer.

Dans les matières fondues qui tombent sous la tuyère les réactions chimiques sont complétement terminées; les scories ne contiennent plus une quantité notable d'oxydule de cuivre; elles ont absorbé la majeure partie du protoxyde de fer.

Le fer, le cuivre, l'arsenic et l'antimoine (qu'on ne parvient pas à expulser complétement) sont combinés ensemble et avec le soufre, mais en deux produits différents : cuivre noir et matte; le soufre n'est pas en quantité assez forte pour sulfurer tous les métaux.

Dans le creuset ces matières diverses se superposent par ordre de densités : la scorie coule peu à peu par-dessus les bords de l'avant-creuset, après avoir laissé se dé-

poser la presque totalité des grenailles de matte et de cuivre noir.

Il est à remarquer que dans cette fonte des résidus au four à manche on obtient des scories très-pauvres, contenant à peine des traces d'oxydule de cuivre, en même temps qu'une matte très-riche et du cuivre noir : on n'en trouverait aucun autre exemple dans les diverses usines qui emploient les fours à manche ; partout les scories sont riches en cuivre, quand il se sépare une certaine quantité de cuivre noir : le contraire se présente à Cziklova, grâce à la disposition adoptée pour l'opération, de mélanger les matières oxydées avec les pyrites et le charbon. La seule partie des scories qu'on soit obligé de passer dans les lits de fusion est celle qui sort du four avec la matte et le cuivre noir, quand on fait couler toutes les matières fondues dans le bassin extérieur.

Seconde opération. Affinage au four hongrois. — Le four employé pour l'affinage du cuivre noir est disposé comme celui que j'ai décrit en parlant de la méthode de Perm : c'est un réverbère à sole elliptique, à voûte extrêmement élevée, et sans cheminée, dans lequel on peut lancer de l'air, à une pression de $0^m,020$ de mercure, par deux buses placées à l'une des extrémités du grand axe de la sole.

Opération. — On charge pour une opération 64 lingots, soit environ 3 tonnes de cuivre noir ; on ferme la porte de chargement, et on chauffe lentement jusqu'à fusion complète.

Il ne faut pas moins de six heures pour cette première période *de fusion*.

Dès que le cuivre est fondu, on pousse le feu avec un peu plus d'activité ; on met les deux buses en place et on lance de 3 kilogrammes à $3^k,50$ d'air par minute, pendant environ six heures, ou plutôt jusqu'à ce que les sco-

ries qui se forment à la surface du bain deviennent très-rouges, et ne paraissent plus contenir que très-peu d'oxyde de fer. On enlève les scories à mesure qu'elles recouvrent la surface du métal. Cette partie de l'opération peut être appelée la période d'*oxydation*.

Quand la nature des scories indique l'oxydation à peu près complète du fer, on cesse de lancer de l'air, et on laisse l'oxydation se continuer seulement par les flammes du foyer.

Il se forme encore des scories très-riches en cuivre; on les enlève à mesure qu'elles se produisent; la fin de l'oxydation est indiquée par une ébullition très-vive, qui est due au dégagement du soufre à l'état d'acide sulfureux. Dès que l'ébullition a cessé, l'affineur prend des essais pour se rendre compte de l'état du bain; lorsque le métal contient en dissolution permanente une notable proportion d'oxydule, on fait couler le cuivre dans les trois bassins extérieurs, et on procède à l'enlèvement des rosettes.

Il s'écoule ordinairement quatre heures entre la fin de la seconde période et la coulée : l'enlèvement des rosettes exige environ deux heures.

Les 32^{t},60 de cuivre noir, produites par la fonte des résidus en 1844, ont exigé dix opérations pour lesquelles on a brûlé 102 tonnes de bois. On a produit 26^{t},10 de rosettes et environ 3^{t},20 de scories et crasses, contenant en moyenne près de 50 pour 100 de cuivre.

Réactions chimiques. — Les actions chimiques sont analogues à celles que j'ai déjà précédemment exposées; il ne sera cependant pas inutile de les indiquer en peu de mots.

Pendant la première période le cuivre noir fond très-lentement dans une atmosphère un peu oxydante; une partie du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine sont vo-

latilisés à l'état d'acides sulfureux et arsénieux et d'oxyde d'antimoine ; il se produit une quantité très-grande d'oxydule de cuivre, une petite proportion d'oxyde de fer ; le contact de l'oxygène contenu dans les flammes avec les corps nuisibles, dont on veut débarrasser le cuivre noir, n'est pas assez intime pour qu'il se forme des sulfates, des arséniates et des antimoniates.

Cette première période est donc très-utile pour la purification du métal ; on doit chercher à la prolonger autant que possible, c'est-à-dire faire fondre le cuivre noir avec une grande lenteur. A mesure que les matières fondues se réunissent sur la sole, l'oxydule de cuivre agit sur le sulfure de fer, produit du protoxyde de fer, du cuivre métallique et du soufre ; la réaction a lieu en présence d'un excès de cuivre, le soufre ne peut pas se volatiliser, mais il entre en combinaison avec le métal. L'oxydule du cuivre n'est pas en proportion assez grande, la température n'est pas assez élevée pour que l'arsenic et l'antimoine s'oxydent aux dépens du cuivre. Tout au plus peut-il y avoir transformation partielle de l'arséniure et de l'antimoniure de fer en des combinaisons de l'arsenic et de l'antimoine avec le cuivre, par suite de l'action oxydante exercée par l'oxydule de cuivre sur le fer combiné avec ces deux corps.

Pendant la seconde période la température est plus élevée, l'air est lancé sous une pression assez forte pour déterminer l'oxydation rapide du cuivre à la surface du bain métallique. L'oxydule de cuivre produit se dissout dans le métal, oxyde le fer combiné avec le soufre, avec l'arsenic et l'antimoine, et détermine par suite la production d'une quantité correspondante de sulfure, d'arséniure et d'antimoniure de cuivre. L'oxyde de fer vient former à la surface des crasses qui corrodent les parois du four et se transforment progressivement en scories.

L'oxydule de cuivre formé sur le pourtour de la sole enlève également de la silice à la sole et aux parois. Les crasses et scories produites pendant toute cette période contiennent peu de silice et renferment comme bases les oxydes de fer et de cuivre ; elles contiennent une très-faible proportion d'arséniates et d'antimoniates, produits à la surface même du bain par l'action directe de l'air.

Dans la masse métallique l'oxydule ne peut oxyder le soufre, l'arsenic et l'antimoine, tant que le fer existe encore en quantité notable.

La troisième période commence au moment où on arrête le vent, c'est-à-dire quand la presque totalité du fer a été scorifiée. La surface se recouvre beaucoup plus lentement de crasses, et l'action oxydante des flammes est suffisante pour produire l'oxydule de cuivre nécessaire aux réactions qui restent à effectuer. Les dernières parties du fer sont très-rapidement oxydées, et la proportion de l'oxydule de cuivre dissous dans le métal devient bientôt assez grande pour qu'il y ait action complète sur le sulfure de cuivre. La réaction produit du cuivre métallique et de l'acide sulfureux ; ce dernier se dégage en déterminant un fort bouillonnement qui indique à l'affineur que le cuivre ne retient plus de fer, et que le soufre sera promptement expulsé en totalité.

Quand le dégagement des bulles est complétement terminé, et, par conséquent, tout le soufre brûlé, il ne peut plus rester dans le cuivre que de l'arsenic et de l'antimoine ; l'affineur doit encore prolonger pendant quelque temps l'action oxydante, afin de faire dissoudre une certaine proportion d'oxydule, dont l'existence permanente est la preuve de la pureté du métal.

Dans toutes les réactions chimiques de la seconde et de la troisième période de l'affinage, l'arsenic et l'antimoine restent avec le cuivre métallique, et ne peuvent être

oxydés qu'en très-petite quantité : le métal contient donc après le bouillonnement à peu près tout l'arsenic et tout l'antimoine qui n'ont pas été volatilisés pendant la fusion.

Quand ces deux corps sont en faible proportion, le cuivre peut dissoudre un peu d'oxydule ; on fait la coulée sans chercher à pousser plus loin la purification. Quand, au contraire, l'arsenic et l'antimoine sont en très-grande quantité, on ne peut pas arriver à faire prendre au cuivre la couleur rouge caractéristique de la présence de l'oxydule : il se forme lentement de l'acide arsenieux et de l'oxyde d'antimoine, qui produisent à la surface du bain, et au contact des flammes, des crasses composées principalement d'arséniate et d'antimoniate de cuivre.

On ne doit pas prolonger l'opération, parce que l'arsenic, l'antimoine et le cuivre s'oxydent à peu près en même temps, en proportion de la quantité de ces corps qui existe dans le métal fondu : on perdrait inutilement une grande quantité de cuivre, sans obtenir une purification notable pour la partie restée à l'état métallique.

On peut chercher à séparer une portion de l'antimoine en projetant dans le bain une certaine quantité de plomb : il se forme un alliage de plomb et d'antimoine qui est plus lourd que le cuivre impur, et s'infiltre presqu'en entier dans les fissures de la sole. Le plomb n'enlève au cuivre qu'une partie seulement de l'antimoine, et ne peut pas servir à le purifier de l'arsenic, pour lequel il n'a pas une aussi grande affinité.

Après l'action du plomb on cherche à produire et à faire dissoudre dans le métal une petite quantité d'oxydule ; mais quand on n'y parvient pas promptement, on doit faire la coulée.

A Guiklova, le cuivre noir soumis à l'affinage est très-impur : il est presque toujours nécessaire d'ajouter du plomb, dans la proportion de 1/2 à 1 pour 100 ; souvent même on ne parvient pas à purifier le cuivre au point de lui faire dissoudre de l'oxydule.

Les rosettes contiennent encore beaucoup d'arsenic et d'antimoine, dont on ne peut ensuite enlever qu'une faible partie par le raffinage au petit foyer.

Troisième opération. Traitement des mattes. — Les mattes obtenues dans la fonte des résidus de l'amalgamation sont très-riches, et relativement moins impures que le cuivre noir, parce que l'arsenic et l'antimoine se concentrent en grande partie dans ce dernier produit.

On la soumet à onze grillages successifs dans des cases, afin d'obtenir, par une oxydation progressive et presque complète, la volatilisation de la majeure partie des deux corps nuisibles.

Ces grillages exigent beaucoup de combustibles, bois et charbon, parce que les mattes renferment très-peu de soufre, et qu'il est nécessaire de les chauffer fortement pour que l'air puisse exercer une action oxydante suffisamment énergique.

Je n'ai pas besoin d'insister sur cette partie du traitement, dans laquelle les actions chimiques ne diffèrent pas de celles que j'ai déjà exposées dans les exemples précédents.

Les mattes grillées sont composées principalement d'oxydes de fer et de cuivre ; elles ne renferment que très-peu d'arséniates, d'antimoniates et de combinaisons sulfurées.

Elles sont traitées en même temps que les scories et crasses de l'affinage et du raffinage, qui contiennent des oxydes de fer et de cuivre, en partie seulement combi-

nés avec la silice : les unes sont imparfaitement fondues et très-poreuses ; les autres sont de véritables scories, ou silicates basiques, très-compactes. Elles tiennent toutes une proportion variable de grenailles de cuivre plus ou moins impur, et une quantité notable d'arséniates et d'antimoniates.

Ces matières diverses sont fondues dans le four à manche qui sert pour le traitement des résidus de l'amalgamation : on leur ajoute un peu de pyrites, du quartz et des scories siliceuses provenant de la fonte des minerais.

J'ai déjà dit que l'usine de Cziklova recevait des cuivres noirs argentifères produits dans les autres usines du même district : les mattes grillées de diverses provenances ont été fondues dans une campagne de quinze jours ; il a fallu quatre jours seulement pour les produits de l'usine de Cziklova, savoir : 8t,65 de mattes grillées, 5 tonnes de crasses et scories d'affinage ; on a dû ajouter 0t,60 de pyrites, 10 tonnes de scories siliceuses, et 2 tonnes de quartz pulvérisé.

On a donc fondu en quatre jours 26t,25 de matières diverses, soit 6t,56 par vingt-quatre heures. On a brûlé 10t,50 de charbon de bois, ou 0,40 de charbon pour 1 de matières fondues.

On a produit : 6t,50 de cuivre noir, contenant 92 pour 100 de cuivre ; et 2t,10 de matte riche, en contenant 65 pour 100. Les scories renfermaient de l'oxydule combiné avec la silice, et des grenailles ; leur teneur moyenne a été supérieure à 5 pour 100. Les scories ont été repassées presque toutes à la fonte des résidus de l'amalgamation.

On a donc retiré des matières fondues 7t,28 de cuivre, (environ 6 tonnes dans le cuivre noir et 1t,28 dans la matte).

Réactions chimiques. — Les actions chimiques de la fonte des mattes grillées diffèrent notablement de celles que j'ai indiquées pour le traitement des résidus. L'opération rentre entièrement dans les conditions ordinaires de la fonte pour cuivre noir ; je peux donc me dispenser d'insister sur les réactions chimiques, et renvoyer le lecteur aux détails que j'ai donnés dans l'exposé général de la méthode de traitement des minerais pyriteux.

L'action réductive de l'oxyde de carbone expulse dans la région supérieure du four une partie de l'arsenic et de l'antimoine, contenus dans les mattes grillées et dans les crasses, c'est-à-dire dans les matières poreuses des lits de fusion ; pour ces mêmes matières, les oxydes métalliques sont presque complétement réduits avant que les charges ne soient descendues assez bas pour que les scories commencent à fondre.

On ne peut conserver qu'une partie du fer à l'état de protoxyde, par l'action préservatrice des scories. Le fer amené à l'état métallique n'est pas entièrement sulfuré par les pyrites ajoutées.

Les scories riches ne peuvent perdre leur oxydule de cuivre que par l'action du sulfure de fer ; cette réduction est partielle, parce que les pyrites ne sont employées qu'en petite quantité, et parce que les mattes grillées ne renferment que peu de soufre.

Les scories qui sortent par l'avant-creuset doivent donc être encore riches en cuivre ; on ne peut pas les jeter ; il faut les passer dans la fonte des résidus.

Le cuivre noir et la matte sont relativement très-purs, c'est-à-dire ne renferment plus que très-peu d'arsenic et d'antimoine : la majeure partie de ces deux corps a été volatilisée pendant les grillages en cases et pendant la fonte au four à manche. Le cuivre noir peut être affiné directement au petit foyer ; on n'a pas

besoin de lui faire subir l'opération préalable au four hongrois.

La matte est en quantité trop petite pour qu'on la traite séparément, à moins d'attendre plusieurs années pour en réunir un poids suffisant pour une campagne de quinze jours au four à manche.

En 1844, on a réservé les mattes pour le travail de l'année suivante : elles ont été grillées en cases, à onze feux, et fondues avec les scories les plus pures de l'affinage au petit foyer, avec des scories siliceuses et du quartz.

On peut admettre que, dans cette troisième fonte, les 2t,10 de secondes mattes ont donné 1t,20 de cuivre noir, contenant 94 pour 100 de cuivre, et ne renfermant que très-peu d'arsenic et d'antimoine.

En considérant le traitement complet des produits divers résultant des 51 tonnes de cuivre noir argentifère, on a obtenu pour la dernière opération, affinage et raffinage au petit foyer : 26t,10 de rosettes produites au four hongrois ; 7t,70 de cuivre noir, résultant des deux fontes des mattes grillées, et contenant de 92 à 94 pour 100 de cuivre.

Quatrième opération. Raffinage et affinage au petit foyer. — On traite séparément au petit foyer les trois produits différents donnés par les opérations précédentes : la conduite de l'opération n'est pas la même pour les rosettes que pour les deux classes de cuivre noir. Les rosettes du four hongrois contiennent de l'arsenic et de l'antimoine, une petite proportion d'oxydule de cuivre : le but du *raffinage* est d'expulser autant que possible les deux corps nuisibles, et d'amener le métal à un degré de pureté tel qu'on puisse le vendre aisément.

Le cuivre noir obtenu dans la première fonte des

mattes grillées contient du soufre et du fer, et seulement une proportion très-faible d'arsenic et d'antimoine : il doit être soumis à l'affinage ordinaire, et peut donner des rosettes assez pures.

Il en est de même pour le cuivre noir produit par la seconde fonte des mattes grillées ; son affinage est encore plus facile, le cuivre obtenu est notablement plus pur, parce qu'il ne renferme plus que des traces d'arsenic et d'antimoine.

Raffinage des rosettes. — Les rosettes sont coupées en morceaux et fondues lentement dans le petit foyer, sous le vent de la buse, et dans la *zone oxydante*. Dans cette première période de l'opération, l'oxydation incomplète produit une certaine quantité d'acide arsenieux et d'oxyde d'antimoine, qui se volatilisent.

Le métal fondu contient une forte proportion d'oxydule de cuivre, dont on détermine la réduction progressive en couvrant le bain de charbon et relevant la buse. Dès que la réduction est obtenue presque complète, on retire les charbons, on arrête le vent et on procède à l'enlèvement des rosettes.

La seule partie du raffinage qui puisse servir à la purification du métal est la fusion lente dans une atmosphère oxydante : on ne peut pas espérer un produit d'une grande pureté ; le métal obtenu n'est pas assez pur pour être envoyé à Vienne, on ne peut le vendre que dans le pays.

Chaque opération est faite sur 260 kilogrammes de rosettes, et dure trois heures ; les mêmes ouvriers travaillent alternativement dans deux foyers juxtaposés, et peuvent raffiner dans la journée 1 tonne de cuivre impur.

Le raffinage au petit foyer n'est pas toujours indispensable ; on l'applique seulement quand les rosettes

obtenues au four hongrois sont trop impures pour être vendues; il forme cependant le complément rationnel de la méthode de traitement adoptée dans le Banat. Pour cette raison, je supposerai, dans l'évaluation des frais spéciaux, qu'on a dû soumettre au raffinage les 26t,10 de rosettes données par l'affinage.

Dans cette hypothèse on aurait consommé 21 tonnes de charbon et employé 78 journées d'ouvriers.

Affinage du cuivre noir. — Le cuivre noir provenant des deux fontes des mattes contient du fer et du soufre, mais très-peu d'arsenic et d'antimoine; on n'a pas besoin de le traiter préalablement au four hongrois, on peut l'affiner directement au petit foyer.

L'opération ne présente aucune particularité, et je n'aurais qu'à répéter ce que j'ai déjà dit précédemment.

La charge est de 270 kilogrammes, et l'opération entière exige quatre heures : on obtient sous forme de rosettes assez pures environ 0,85 du cuivre noir mis en élaboration.

Produits. — On a retiré du traitement des résidus de l'amalgamation :

25t,75 de rosettes, provenant du raffinage;
et 6 ,55 — — de l'affinage;
soit 32t,30 de cuivre marchand.

Frais de traitement. — Les frais spéciaux relatifs à l'ensemble des opérations dont se compose la troisième partie, ou le traitement des résidus cuivreux, ont été les suivants :

Main-d'œuvre et surveillance,	209 journées.....				261 fr.	25 c.
Charbon de bois..	101 tonnes	à	15 francs.....		1,515	00
Bois.....	105 —	à	4 —		420	00
Quartz.....	3 —	à	10 —		30	00
Pyrites.....	15t,60	à	25 —		390	00
Plomb.....	0 ,50	à	500 —		250	00
Outils, réparations, frais divers.....					500	00
Frais spéciaux du traitement.....					3,366 fr.	25 c.

Les résidus cuivreux contenaient 33t,50 de cuivre, on en a retiré 32t,30; la perte en métal a donc été de 1t,20, soit de 0,036 pour 1 de cuivre contenu dans les résidus.

D'après ces nombres les frais spéciaux, rapportés à 1 tonne de cuivre noir argentifère, sont les suivants :

Main-d'œuvre et surveillance,	4j,06.....	5 fr.	122
Charbon de bois.....	2 tonnes....	30	
Bois.....	2t,006.....	8	024
Quartz.....	0,059.....	0	590
Pyrites.....	0,30.....	7	500
Plomb.....	0,01.....	5	
Outils, réparations, frais divers.....		9	800
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de cuivre noir.....		66 fr.	036

On a retiré de la tonne de cuivre noir :

Cuivre marchand..... 0t,633

On a perdu dans les deux parties du traitement 2t,42 de cuivre, soit environ 7 pour 100 du métal contenu.

Je vais maintenant résumer dans un seul tableau la somme des frais spéciaux du traitement de 1 tonne de cuivre noir, pour argent et pour cuivre.

Main-d'œuvre et surveillance,	21j,806.....	23 fr.	770
Charbon.....	2t,065.....	30	975
Houille.....	3,710.....	22	260
Bois.....	2,486.....	9	944
Quartz.....	0,059.....	0	590
Pyrites.....	0,350.....	8	750
Sel.....	0,120.....	4	200
Plomb.....	0,010.....	5	
Mercure.....	1k,740.....	17	400
Chaux.....	0m.c,06.....	0	600
Outils, réparations, frais divers.....		24	542
Frais spéciaux du traitement.....		148 fr.	031

La tonne de cuivre noir argentifère contient en moyenne : argent, $1^k,744$; cuivre, $0^t,681$.

On en a retiré : argent, $1^k,608$; cuivre, $0^t,633$.

On a perdu par conséquent : argent, $0^k,136$; cuivre, $0^t,048$; c'est-à-dire 7,8 pour 100 de l'argent et 7 pour 100 du cuivre contenus.

Il faut maintenant calculer les frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais mis en opération. J'ai déjà donné ceux qui sont relatifs à l'amalgamation ; il me reste à évaluer ceux du traitement des résidus cuivreux : on les obtient en multipliant par le coefficient 0,0482 les nombres que j'ai cités pour une tonne de cuivre noir :

Main-d'œuvre.....	$0^j,196$.....	0 fr.	245
Charbon.....	$0^t,0964$.....	1	446
Bois.....	0,0967.....	0	387
Quartz.....	0,0028.....	0	028
Pyrites.....	0,0145.....	0	362
Plomb.....	0,00048.....	0	241
Outils, réparations, frais divers.....		0	472
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.....		3 fr.	181

Cuivre obtenu... $0^t,0305$ Cuivre perdu... $0^t,0025$

Les frais spéciaux relatifs à la première partie du traitement, c'est-à-dire à la production du cuivre noir argentifère, ont été de 16 fr. 85 c. par tonne de minerais ; le détail de ces frais est le suivant :

Main-d'œuvre.....	$1^j,863$.....	1 fr.	743
Bois.....	$0^t,161$.....	0	644
Charbon.....	0,2506.....	3	759
Coke.....	0,524.....	6	288
Quartz.....	0,0218.....	0	218
Outils, réparations, frais divers.....		4	198
Frais spéciaux rapportés à 1 tonne de minerais.....		16 fr.	850

En faisant la somme des frais spéciaux relatifs aux trois parties du traitement, et rapportés à 1 tonne de minerais, on a pour l'ensemble des opérations de la méthode du Banat :

Main-d'œuvre.....	2j,911.....	2 fr.	884
Bois.....	0t,2577.....	1	031
Houille.....	0 ,203.....	1	208
Charbon.....	0 ,347.....	5	205
Coke.....	0 ,524.....	6	288
Quartz.....	0 ,0246.....	0	246
Pyrites.....	0 ,0169.....	0	422
Sel.....	0 ,0058.....	0	202
Plomb.....	0 ,00048.....	0	241
Mercure.....	0k,084.....	0	840
Chaux.....	0m.c,0029.....	0	029
Outils, réparations, frais divers.....		5	378
Frais spéciaux du traitement pour argent et pour cuivre de 1 tonne de minerais.....		23 fr.	974

La tonne de minerais contenait approximativement :

Argent.....	0k,0035
Cuivre.....	0t,055

On a obtenu :

Argent.....	0k,0770, dont la valeur est de	17 fr.	094
Cuivre.....	0t,0505 —	76	250
	Valeur produite.....	93 fr.	344

On a perdu :

Argent.....	0k,0065
Cuivre.....	0t,0025

L'argent obtenu renferme un peu d'or, dont la séparation ne peut être faite qu'à la monnaie de Vienne.

Je ne connais pas l'importance des frais généraux à l'usine de Cziklova, mais je crois pouvoir affirmer qu'elle

est très-grande, parce que la production annuelle est toujours très-faible.

Les conditions auxquelles les minerais sont achetés aux exploitants ne permettent pas de faire des bénéfices; en effet, l'usine paye les minerais d'après les essais, et à raison de 1,940 francs par tonne de cuivre et 222 fr. 40 c. par kilogramme d'argent; pour les minerais aurifères, on paye également la valeur intégrale de l'or. D'après cela, et en supposant même que les essais faits par voie sèche aient donné des pertes égales à celles du traitement métallurgique, la tonne des minerais traités en 1844 aurait été payée 76 fr. 264 (en ne tenant pas compte de l'or).

Ce prix, ajouté aux frais de traitement 23f,974, donne une somme supérieure à la valeur retirée des minerais.

Je dois faire observer, en terminant la description de la méthode du Banat, que la consommation de combustibles est énorme, 1t,33 de combustibles divers pour 1 tonne de minerais, et que le bois, le charbon, le coke et la houille sont tous à des prix bien inférieurs à ceux qu'on devrait payer dans une localité différente.

Les frais de traitement par la même méthode et dans une autre usine seraient donc également bien plus élevés qu'ils ne le sont à Cziklova : la méthode ne serait applicable qu'à des minerais notablement plus riches.

FIN DU TOME PREMIER.

TRAI

PETIT FOYER DE RAFFINAGE

Fig 8. *Coupe verticale suivt AB.*

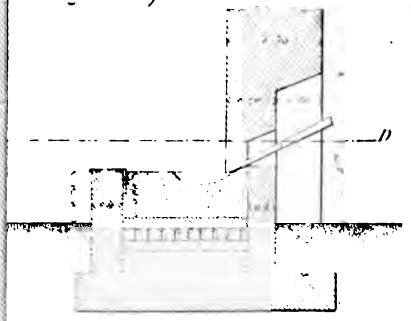
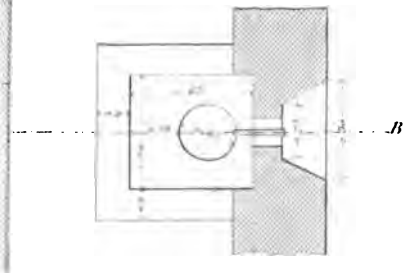


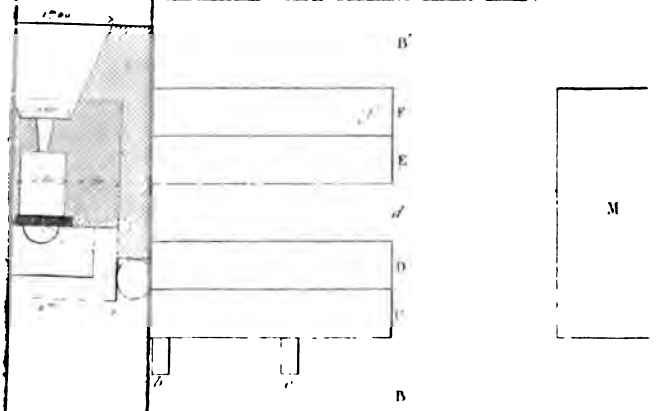
Fig. 9. *Coupe horizontale suivt CD.*



ES MINERAIS DE CUIVRE EN ANGLETERRE

vie de la disposition générale d'une usine.

Canal



rivière

Lemaître sc

TRAI

FOUR D

Fig. 5.

FOUR D'AFFINAGE ET DE RAFFINAGE.

Fig. 7. *Coupe verticale suivt AB.*

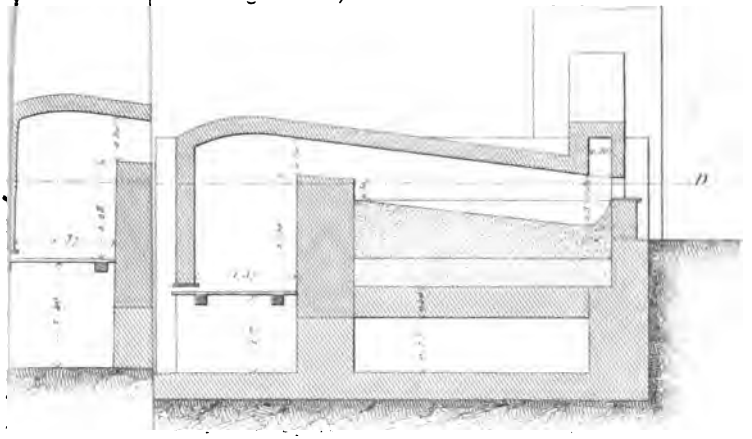
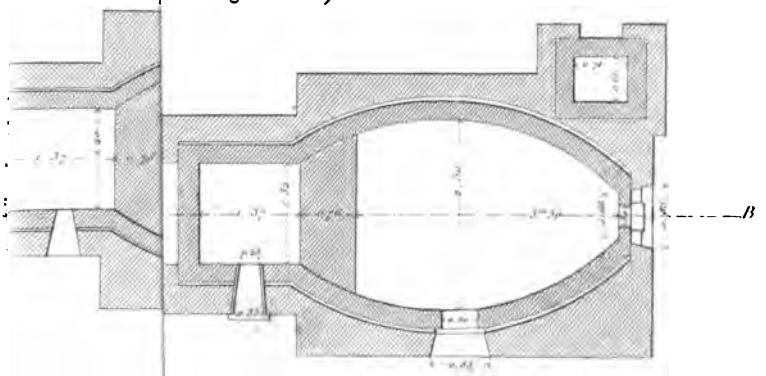


Fig. 4. *C*

Fig. 8. *Coupe horizontale suivt CD.*



1.5

20 Mètres

Lemaitre sc

DOCIMASIE

TRAITÉ

D'ANALYSE DES SUBSTANCES MINÉRALES

A L'USAGE

DES INGÉNIEURS ET DES DIRECTEURS DE MINES ET D'USINES

PAR

M. L.-E. RIVOT

Ingénieur des mines, professeur de docimasie à l'École des mines.

PREMIÈRE PARTIE. — MÉTALLOÏDES.

PROSPECTUS.

La chimie est devenue une science tellement étendue, qu'il est difficile de se livrer à l'étude de toutes ses parties : ses applications sont nombreuses et importantes; les sciences et les arts industriels lui doivent une grande partie de leurs progrès.

Les principales publications qui ont été faites depuis un certain nombre d'années ont eu pour objet la chimie générale et la chimie organique. Bien peu de personnes se sont livrées exclusivement à l'étude des substances minérales, et c'est surtout dans les ouvrages publiés à l'étranger qu'il faut aller chercher les descriptions des procédés d'analyses et d'essais,

applicables aux minéraux et aux minerais. Plusieurs de ces ouvrages ont un mérite incontestable ; mais ils sont écrits dans un but général, et ne se prêtent pas facilement aux recherches spéciales des ingénieurs et des directeurs de mines et d'usines.

Dans le *Traité de docimasie*, l'auteur s'est attaché particulièrement à résoudre toutes les questions scientifiques et industrielles qui se rattachent à l'examen des minéraux, des minerais les plus divers, des produits d'usines, des eaux minérales, etc. Il expose avec détails les principales méthodes qui peuvent être appliquées aux analyses exactes, ou seulement approximatives, des substances minérales, aux essais, par la voie sèche, des minerais et des produits d'usines. Chaque méthode est l'objet d'une discussion approfondie, dont le but est de montrer les causes de perte et d'erreur, et de faire comprendre dans quelles conditions les divers procédés doivent être employés, quels résultats on peut en attendre.

De nombreux exemples numériques permettent de se faire une idée suffisamment exacte de la composition des minéraux, des minerais et des produits d'art.

L'ouvrage est divisé en quatre parties :

La première, actuellement en vente, comprend tout ce qui est relatif aux métalloïdes;

La seconde contiendra les alcalis, les terres alcalines et les terres;

Dans la troisième se trouveront, comme applications des deux premières parties, les procédés d'analyse des eaux minérales, des matériaux employés dans

les constructions hydrauliques, des engrais, des amendements, etc.;

La quatrième partie sera réservée aux métaux proprement dits.

EXTRAIT DE LA TABLE DES MATIÈRES

CONTENUES DANS LE PREMIER VOLUME.

CHAPITRE I. — Oxygène.

CHAPITRE II. — Hydrogène. — Emploi de l'hydrogène comme réactif. — Détermination de l'eau, hygrométrique et combinée. — Analyse organique.

CHAPITRE III. — Carbone. — Détermination de l'acide oxalique et de l'acide carbonique. — Examen des combustibles, bois et charbon de bois, tourbe et charbon de tourbe, houilles et lignites, coke, anthracite, graphite.

CHAPITRE IV. — Azote. — Dosage de l'acide azotique, évaluation de l'acide azoteux. — Ammoniaque. — Cyanogène. — Dosage de l'azote dans les matières organiques.

CHAPITRE V. — Soufre. — Détermination du soufre dans les terres des solfatares, dans les sulfures métalliques, dans les matières organiques. — Caractères principaux et dosage des acides : hyposulfureux, sulfureux, hyposulfurique et sulfurique. — Hydrogène sulfuré et sulfhydrate d'ammoniaque.

CHAPITRE VI. — Sélénium. — Acides sélénieux et sélénique. — Minéraux du sélénium.

CHAPITRE VII. — Tellure. — Acides tellureux et tellurique. — Minéraux du tellure.

CHAPITRE VIII. — Arsenic. — Acides arsénieux et arsénique. — Détermination de l'arsenic. — Minéraux de l'arsenic.

CHAPITRE IX. — Phosphore. — Acides hypophosphoreux, phosphoreux, phosphorique. — Détermination de l'acide phosphorique. — Des acides phosphoreux et hypophosphoreux. — Hydrogène phosphoré.

CHAPITRE X. — Fluor. — Caractères des fluorures. — Dosage du fluor.

CHAPITRE XI. — Chlore. — Emploi du chlore comme réactif. — Acide chlorhydrique. — Chlorures. — Dosage du chlore. — Acides oxygénés du chlore.

CHAPITRE XII. — Brome. — Bromures. — Dosage du brome. — Acide bromique.

CHAPITRE XIII. — Iode. — Acide iodhydrique. — Iodures. — Dosage de l'iode. — Acides iodique et hyperiodique.

CHAPITRE XIV. — Bore. — Acide borique. — Dosage de l'acide borique.

CHAPITRE XV. — Silicium. — Acide silicique. — Analyse des silicates. — Fluorure de silicium. — Hydrofluosilicates.

EN VENTE

CHEZ DUNOD, ÉDITEUR

LIBRAIRE DU CORPS IMPÉRIAL DES MINES

49, Quai des Augustins, à Paris.

Paris. — Typographie HENNUYER, rue du Boulevard, 7.

YC 18972

TN665
R5
v.1

175775

UNIVERSITY OF CALIFORNIA LIBRARY